

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук

На правах рукописи



ХАРИТОНОВ Игорь Леонидович

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫСОКОИНТЕНСИВНОЙ
УГЛЕДОБЫЧИ ПРИ ДОРАБОТКЕ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА И
ПОДГОТОВКИ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ**

Специальность 25.00.22 «Геотехнология (подземная, открытая и
строительная)»

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук,
профессор Кубрин С.С.

Москва 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ВЕДЕНИЯ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ НА МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ.....	12
1.1 Особенности горно – геологических условий отработки мощных пологих угольных пластов на шахтах Кузнецкого бассейна.....	12
1.2 Современные технологии ведения работ по подготовке к демонтажу очистных механизированных комплексов.....	17
1.2.1 Заблаговременное формирование демонтажной камеры в предварительно пройденной выработке.....	18
1.2.2 Формирование демонтажной камеры при помощи очистного комплекса.....	18
1.3 Анализ современных методов исследования геомеханических процессов, протекающих в массивах горных пород, вмещающих обрабатываемые пологие мощные угольные пласты.....	20
1.4 Выводы по главе 1. Постановка задачи исследования.....	27
ГЛАВА 2 ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОСТРАНСТВЕННОЙ ИЗМЕНЧИВОСТИ НАПРЯЖЕННО – ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ (НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ ИМ. 7 НОЯБРЯ АО «СУЭК- КУЗБАСС».....	29
2.1 Горно – геологические и горнотехнические условия разработки пласта Байкаимский шахты им. 7 ноября.....	29
2.2 Физико – механические и деформационно – прочностные свойства углепородного массива на обследуемых участках пласта Байкаимский шахты им. 7 ноября.....	31

2.3	Натурные инструментальные измерения смещения кровли вдоль выемочных столбов пласта Байкаимский шахты им. 7 ноября.....	38
2.4	Выводы по главе 2.....	43
ГЛАВА 3 ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО – ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОЛОГОГО МОЩНОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА И ВМЕЩАЮЩЕГО МАССИВА ПРИ ЗАВЕРШЕНИИ ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА.....		
3.1	Выбор и обоснование расчетной механической модели среды, постановка задачи моделирования и краевые условия.....	45
3.2	Моделирование напряженно–деформированного состояния слоистого породного массива с учетом упруго – пластического деформирования горных пород для различных технологий ведения демонтажных работ.....	56
3.2.1	Моделирование изменения напряженно – деформированного состояния углепородного массива в процессе разработки угольного пласта, связанных с приближением забоя к демонтажной камере, заранее пройденной в конце отрабатываемого столба.....	57
3.2.2	Моделирование изменения напряженно – деформированного состояния углепородного массива в процессе разработки угольного пласта, при формировании демонтажной камеры в процессе продвижения очистного комплекса к конечной точке отработки лавы.....	61
3.3	Анализ результатов натурных исследований и результатов моделирования.....	67
3.4	Выводы по главе 3.....	68
ГЛАВА 4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ПОДГОТОВКЕ ДЕМОНТАЖНЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ И ИХ ТЕХНИКО – ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА		
		69

4.1	Учет влияния распределения опорного давления при различных горно-геологических условиях отработки пологих мощных угольных пластов на параметры подготовки демонтажных камер	69
4.2	Технологические решения по подготовке демонтажной камеры при отработке мощных пологих угольных пластов.....	71
4.3	Оценка эффективности применения рекомендуемых технологических решений.....	94
4.4	Выводы по главе 4.....	100
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	101
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	103
	ПРИЛОЖЕНИЕ.....	113

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

Кузбасс является одним из самых крупных угольных бассейнов мира. Прогнозные ресурсы углей Кузнецкого бассейна оцениваются в 305 млрд. тонн. Значительная часть запасов угля сосредоточена в мощных пологих угольных пластах, тенденции развития технологии разработки которых, в последнее десятилетие связаны с повышением энерговооруженности и надежности применяемой техники и увеличением размеров выемочных участков. Рост длин лав и выемочных столбов является общемировой тенденцией, при этом увеличивается и производительность участков, оснащенных комплексно – механизированными забоями (КМЗ).

В настоящее время, внедрение высокопроизводительного надежного очистного оборудования и, связанное с ним, повышение уровня концентрации горных работ при подземной разработке пологих угольных пластов, в том числе, мощностью более 3,5 м обусловило в большинстве случаев переход шахт к структуре «шахта – лава», когда в шахте работает один очистной забой.

Высокая производительность работы КМЗ является необходимым условием обеспечения конкурентоспособности угледобычи. При наличии на шахте одного очистного забоя, убытки от простоев КМЗ составляют 10 млн. руб. за 1 сутки и более. Поэтому потери времени на любой из технологических операций подготовки и отработки запасов выемочного участка и перехода на вновь подготовленный, связаны со значительными финансовыми издержками. В связи с этим, для эффективного ведения подземных горных работ актуальными являются задачи, связанные со снижением продолжительности перехода к отработке очередного выемочного столба, заключающиеся в своевременной и качественной подготовке демонтажной камеры, что обеспечивает выполнение монтажно – демонтажных работ без дополнительных затрат и простоев, вызванных негативными геомеханическими процессами.

Из практического опыта следует, что выбор технологических решений

подготовки демонтажных камер (ДК), не учитывающих активизацию негативных геомеханических процессов (увеличение давления на крепь, вывалообразование пород кровли и отжим угля), вызванных перераспределением напряженно – деформируемого состояния разрабатываемого массива горных пород, может привести к существенной задержке ввода в эксплуатацию следующего выемочного участка.

В настоящее время для увеличения темпов очистных работ на угольных пластах средней мощности эффективно используются технологические решения по заблаговременной подготовке демонтажных камер. Указанные технологические решения также применяются и при разработке мощных, пологих угольных пластов. Однако, на практике, заблаговременно сформированные демонтажные камеры требуют проведения работ по дополнительному креплению кровли и бортов для их нормального функционирования на весь период извлечения механизированного комплекса. Поэтому представляется актуальной и практически значимой научная задача обоснования и разработки технологических решений подготовки демонтажной камеры при отработке мощных пологих угольных пластов, обеспечивающей устойчивость кровли на время демонтажа КМЗ, и ведущая к сокращению трудозатрат и сроков возобновления работ по добыче угля.

Цель работы состоит в обосновании технологических решений по подготовке демонтажных камер, обеспечивающих эффективное извлечение механизированного комплекса при отработке мощных пологих угольных пластов.

Основная идея работы заключается в учете выявленных особенностей пространственного распределения напряженно – деформированного состояния углепородного массива на завершающем этапе отработки выемочных столбов, при разработке технологических решений по подготовке и креплению демонтажных камер снижающих объемы дополнительных работ по их поддержанию.

Для достижения указанной цели решались следующие **основные задачи**:

- анализ существующих способов подготовки демонтажных камер и способов оценки напряженно – деформированного состояния углепородного массива в зонах выполнения работ по демонтажу механизированного комплекса на мощных пологих угольных пластах;
- проведение натуральных инструментальных измерений параметров, характеризующих пространственное распределение напряженно – деформированного состояния углепородного массива в зонах подготовки демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов;
- проведение и анализ результатов численного моделирования пространственного распределения напряженно – деформированного состояния углепородного массива в зонах подготовки демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов;
- разработка технологических решений по формированию и креплению демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов, учитывающих выявленные особенности пространственного распределения напряженно – деформированного состояния, проявляющиеся во время демонтажных работ.

Объектом исследования является система: массив горных пород в зонах подготовки демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов и технологическое оборудование КМЗ.

Предметом исследования являются технологические операции подготовки демонтажных камер в условиях отработки мощных пологих угольных пластов.

Методы исследования

Для решения поставленных задач использован комплексный метод исследования:

- анализ и обобщение данных, опубликованных в нормативной и научно-технической литературе по вопросам подготовки и устойчивости вмещающих пород демонтажных камер;
- шахтные натурные измерения, обработка данных натуральных измерений,

с использованием методов математической статистики, и анализ величин смещений вмещающих пород;

– численное моделирование напряженно – деформированного состояния углепородного массива, с использованием современных программных комплексов;

– сравнительный анализ и сопоставление результатов моделирования с данными шахтных наблюдений.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

1. Экспериментально установлено, что заблаговременное формирование монтажных камер на мощных пологих угольных пластах ведет к дополнительным работам по креплению кровли и бортов и увеличивает длительность извлечения механизированного комплекса более чем в 2 раза, что обуславливает необходимость разработки новых технологических решений минимизирующих время соответствующих операций.

2. Использование билинейной модели деформирования твердого тела, учитывающей нелинейный характер процессов деформирования горных пород при моделировании напряженно – деформированного состояния неоднородного углепородного массива в зоне расположения монтажной камеры, позволяет определять размеры зон возможного разрушения пород бортов и кровли монтажной камеры и обосновывать параметры и порядок выполнения технологических операций по её креплению.

3. Оптимальным технологическим решением при подготовке монтажных камер на мощных пологих угольных пластах, позволяющим снизить время извлечения механизированного комплекса с 65 – 45 до 25 суток, является их формирование очистным комбайном с креплением кровли и боков камер анкерной крепью в сочетании со специальной сеткой, параметры, которых определяются на основе выявленных особенностей пространственного распределения напряженно – деформированного состояния вмещающего массива.

Научная новизна результатов исследования заключается в:

1. Экспериментальном обосновании неэффективности технологических решений по подготовке демонтажных камер на мощных пологих угольных пластах с использованием заранее пройденных выработок.

2. Обосновании необходимости учета, при разработке технологических решений извлечения механизированного комплекса, закономерностей распределения предельных значений смещений пород кровли, обеспечивающих устойчивость демонтажных камер при завершении отработки выемочного столба мощного пологого угольного пласта в рамках применимости билинейной модели деформирования горных пород.

3. Обосновании и разработке технологических решений подготовки демонтажных камер с учетом особенностей пространственного распределения напряженно-деформированного состояния вмещающего массива, обеспечивающих их функциональное назначение и устойчивость на срок выполнения демонтажных работ, при отработке мощных пологих угольных пластов, позволяющие сократить время извлечения технологического оборудования КМЗ.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается:

– использованием апробированных методик и аппаратуры при инструментальных исследованиях смещений кровли горных выработок;

– корректным использованием фундаментальных положений геомеханики при численном моделировании пространственного распределения напряженно-деформированного состояния вмещающего массива в зонах формирования демонтажных камер;

– удовлетворительной сходимостью инструментальных натуральных исследований с результатами численного моделирования;

– практическим внедрением и использованием разработанных технологических решений формирования демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов на шахтах АО «СУЭК – Кузбасс».

Личный вклад автора заключается в:

- постановке задач и разработке методики проведения исследований;
- анализе геологических и горно-технологических условий отработки пологих мощных угольных пластов на шахтах АО «СУЭК – Кузбасс»;
- проведении натуральных инструментальных исследований смещений кровли выработки при отработке пласта «Байкаимский» на шахте «Им. 7 Ноября» АО «СУЭК – Кузбасс»;
- выполнении численного моделирования напряженно – деформированного состояния вмещающего массива и мощного пологого угольного пласта при завершении отработки выемочного столба;
- установлении, на основе результатов натуральных инструментальных измерений и численного моделирования, закономерностей пространственного распределения напряженно – деформированного состояния вмещающего массива в зонах формирования демонтажных камер;
- разработке и обосновании технологических решений формирования и крепления демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов.

Научное значение работы состоит в дальнейшем развитии существующих представлений о влияниях вызванных техногенным воздействием изменений напряженно – деформированного состояния породных массивов на технологию ведения горных работ.

Практическая ценность результатов работы состоит в разработке технологических решений подготовки демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов.

Реализация работы. Разработанные в диссертации технологические решения использованы в принятых к внедрению на предприятиях АО «СУЭК – Кузбасс» рекомендациях по применению демонтажных камер, формируемых очистным комбайном, в технологическом цикле по добыче угля.

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались: на XVI Международных научно-практических конференциях

«Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности» (2014 г., Кемерово), на 3 конференции Международной научной школы академика К.Н. Трубецкого «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр» (2018 г., Москва), на Международной научно-практической конференции «Подземная угледобыча XXI век», (2018 г., Ленинск – Кузнецкий), на XXIV и XXVII Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (2016 и 2019 г., Москва).

Публикации. По теме диссертационной работы опубликовано девять научных работ, в том числе шесть статей в рецензируемых научных изданиях, рекомендованных ВАК, одна коллективная монография.

Объем работы: Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, списка литературы, включающего 101 наименование, приложения, изложенных на 113 страницах машинописного текста, содержит 21 рисунок, 10 таблиц.

ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ВЕДЕНИЯ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ НА МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Особенности горно – технологических и горно – геологических условий отработки мощных пологих угольных пластов на шахтах Кузнецкого бассейна

Кузнецкий бассейн – один из крупнейших в СНГ по запасам каменных углей – находится в Западной Сибири, почти целиком располагаясь в пределах Кемеровской области Российской Федерации. Общая площадь бассейна составляет 27,6 тыс. км², в том числе угленосные отложения занимают 16,4 тыс. км². Наибольшая протяженность бассейна 335 км, максимальная ширина – 110 км. Общие запасы угля до глубины 1800 м оцениваются в 900 млрд. т [12, 13, 62].

В современных экономических условиях увеличение подземной угледобычи на шахтах Кузнецкого бассейна обеспечивается за счет роста производительности комплексно-механизированных забоев. В 2017 г. угледобывающие предприятия АО «СУЭК – Кузбасс» обеспечили добычу 34 млн. т угля подземным способом [3].

На рисунке 1.1 приведены основные технические показатели работы комплексно-механизированных забоев (КМЗ) на шахтах Кузбасса [3].

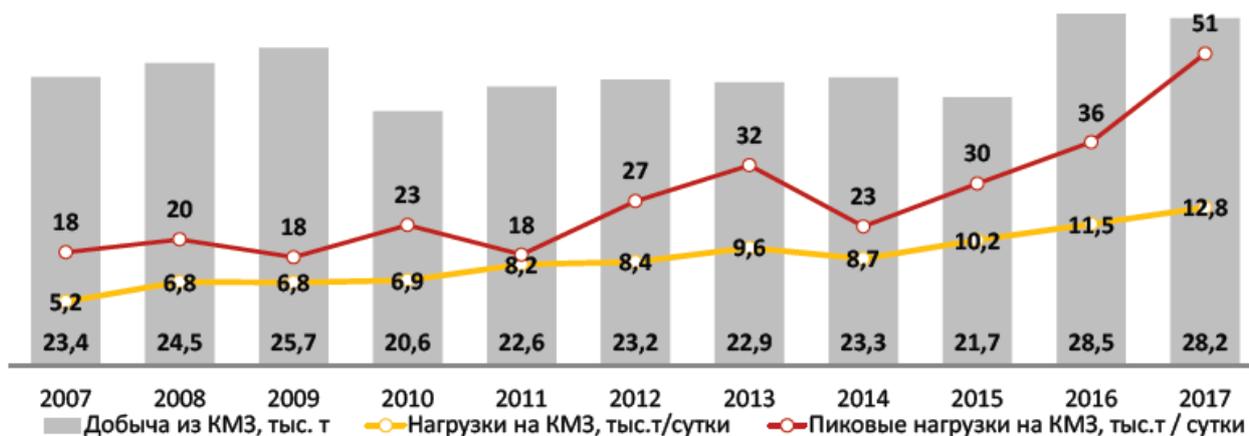


Рисунок 1.1 Динамика добычи и нагрузок на КМЗ (АО «СУЭК-Кузбасс»)

Из графиков, представленных на рисунке 1.1, следует, что за период 2007 – 2017 гг. среднесуточная нагрузка увеличилась в 2,5 раза, а производительность труда рабочего – в 2,2 раза.

Увеличение интенсивности ведения горных работ в значительной мере способствует усложнению геомеханических условий и усилению негативных проявлений горного давления, приводящих к потере устойчивости подготовительных выработок [3, 6, 17, 28, 33, 35, 40, 50, 66, 68, 81]. Одной из значимых задач подземной угледобыче является исследование негативных геомеханических процессов, возникающих при подготовке демонтажных камер (ДК) и обуславливающих увеличение продолжительности монтажно – демонтажных работ при переходе на отработку очередного выемочного столба [4, 33, 36, 39, 47, 52, 53, 66, 90, 94]. К числу факторов, оказывающих наиболее существенное влияние на продолжительность демонтажных работ, относятся самопроизвольные обрушения пород кровли в демонтажных камерах [66, 77, 90]. Как показывает практический опыт [4, 14, 15, 34, 36, 37, 41, 48, 64, 83, 89, 92], продолжительность демонтажа лав может возрастать в 1,5 – 2 раза и более, по сравнению с соответствующим показателем, рассчитанным без учета времени, затрачиваемого на ликвидацию последствий обрушений кровли.

Значительный вклад в решение вопросов, связанных с предотвращением обрушений пород кровли в очистных забоях и совершенствованием технологий демонтажа лав, внесли: Артемьев В.Б., Борисов А.А., Городилов Н.Н., Зубов В.П., Карпов Г.Н., Клишин В.И., Кузнецов Г.Н., Кузнецов С.В., Кузнецов С.Т., Лупий М.Г., Никольский А.М., Ремезов А.В., Трофимов В.А., Ютяев Е.П., Fiscor S., Oyler D., Tadolini S.C. и др. [4, 6, 14, 18, 33, 34, 36, 37, 39, 42, 44, 45 – 47, 48, 53, 54, 66, 77, 94, 98, 99, 100].

Проведенный анализ работ, вышеперечисленных авторов, показывает, что основными причинами потери устойчивости выработок, эксплуатируемых в зоне влияния очистных работ являются: низкая прочность пород, нарушенность породных и угольных массивов, неправильный выбор типа и конструкции

крепи, ошибочная оценка ее несущей способности, а так же нарушения паспорта крепления выработок (таблица 1.1).

Таблица 1.1 Доля выработок по протяженности с опасными деформациями и поломками крепи

Основные причины опасных деформаций выработок и поломок крепи	Глубина расположения, м		
	до 200	200–400	400–700
Очень слабые вмещающие горные породы (вне влияния очистных работ)	0,8	1	и
Геологическая нарушенность породных и угольных массивов	0,2	0,3	0,3
Пучение пород почвы:			
– вне зоны влияния очистных работ	0,2	0,4	0,7
– в зоне влияния очистных работ	0,4	2,7	4,3
Влияние очистных работ по собственному пласту	4,1	10,3	13,2
Влияние надработки	1,6	4,7	6,2
Итого	7,3	19,4	25,8

Как видно из таблицы 1.1, из перечисленных причин опасных деформаций крепи 92 % происходят под влиянием очистных работ, из них 16,7% приходятся на пучение пород почвы, 24 % – на надработку выработок. Углубление горных работ сопровождается значительным ростом снижения устойчивости выработок. Так, на глубине расположения до 200 м существенно деформируется примерно 7,3 % всех выработок, на глубине от 200 до 400 – 19,4%, на глубине от 400 до 700 м – 25 %.

Таблица 1.2 Средние величины смещения пород кровли в выработках, мм

Глубина расположения выработки, м	Мощность пласта, м								
	0,8–1,5			1,6–2			2,1–2,6		
	Предел прочности пород кровли и почвы при сжатии, МПа								
	30–40	50–70	80–100	30–40	50–70	80–100	30–40	50–70	80–100
до 200	70	50	32	86	62	54	79	61	
200–300	78	66	50	87	76	58	98	82	68
300–400	81	69	57	92	70	62	99	81	76
400–500	90	74	62	96	81	69	108	92	80
500–600	100	81	66	113	87	86	116	94	-

Из данных, приведенных в таблице 1.2, следует, что смещение пород наиболее существенно в штреках, проведенных по пластам мощностью более

2 м, кровля и почва которых сложены породами с пределом прочности при сжатии более 70 МПа.

Практика ведения очистных работ на угольных шахтах показывает, что в большинстве лав наиболее опасными участками являются места пересечения лавой ранее пройденных выработок, в частности монтажных камер (краевая область завершающей отработку лавы). Это один из наиболее существенных вопросов, возникающих при отработке угольных пластов, и ее исследованию посвящено множество работ, как теоретической, так и практической направленности [26, 53, 66].

Существует два основных способа подготовки очистного забоя к демонтажу оборудования при завершении работ в лаве: формирование ДК в очистном забое по мере продвижения комплекса и заблаговременное формирование ДК с помощью проходческой техники в месте будущей остановки очистных работ в лаве [2, 4, 36, 37, 39, 48, 59, 64, 82, 83, 87, 92].

В первом случае процесс перераспределения напряжений в угольном пласте и боковых породах имеет непрерывный характер по мере увеличения протяженности отработанного участка пласта. При наличии труднообрушаемой кровли она по мере продвижения забоя зависает над отработанным участком пласта, формируя значительную по размерам зону разгрузки в налегающих породах, распространяющуюся вплоть до дневной поверхности. При этом вертикальная нагрузка на краевую часть пласта возрастает, превышая в несколько раз исходное вертикальное напряжение в массиве. Основная кровля и лежащие под ней породы постепенно опускаются на обрушенные породы непосредственной и ложной кровель, и тем самым уменьшается нагрузка на краевую часть пласта. Начальное увеличение горного давления с последующим спадом обусловлены сменой режима взаимодействия кровли и почвы очистного пространства [44, 45, 76, 77, 101].

Отметим, что при значительном развитии выработанного пространства происходит полная посадка кровли и восстановление исходного напряженного состояния над выработанным пространством. Это не относится к массиву

вблизи краевой части пласта, где непосредственно развиваются очистные работы. В этой части формируются значительные концентрации напряжений, которые приводят к вывалообразованию, увеличению давления на крепь и отжиму угля. В некоторых случаях разрушения носят динамический характер с тяжелыми последствиями для оборудования и создают угрозу персоналу шахты.

Во втором случае, когда ДК создается заблаговременно, имеет место все сказанное выше, но в данном случае имеется дополнительный концентратор напряжений в краевой части пласта в виде камеры с частично закрепленными анкерами стенками и кровлей. При подходе лавы к демонтажной камере возникают технологические трудности, связанные с возможным обрушением кровли и отжимами угля от груди очистного забоя. При этом, постепенно уменьшающийся целик между ДК и очистным пространством неуправляемо разрушается.

Таким образом, из практического опыта следует, что выбор способа подготовки ДК, не учитывающего активизацию негативных геомеханических процессов, таких как увеличение давления на крепь, вывалообразование и отжим угля, вызванных перераспределением напряженно – деформированного состояния вмещающего камеру массива горных пород, может привести к существенному увеличению срока подготовки следующего выемочного участка из – за необходимости проведения дополнительных технологических операций.

Для более детального анализа эффективности извлечения механизированного комплекса, необходимо проанализировать существующие технологические решения, формирования ДК в условиях мощных пологих угольных пластов.

1.2 Современные технологии ведения горных работ по подготовке к демонтажу технологического оборудования комплексно механизированных комплексов

Фактически подготовка к демонтажу очистного механизированного комплекса может начинаться задолго до момента остановки продвижения при окончании отработки выемочного столба лавы в конечном положении [21]. В обзоре [36] упоминается скоростной метод перевода механизированного комплекса на новый выемочный участок на шахте «Плато» – штат Юта, США. В среднем, на полный перевод комплекса в новую лаву тогда потребовалось около 4 – х суток. Малое время проведения демонтажных работ, по – видимому, объясняет большой объем предварительной подготовки. Так на описываемой шахте особенно выделялось тщательное планирование всех этапов перемонтажа и обеспечение резерва основного оборудования – энергопоезда, забойного конвейера и очистного комбайна. Предварительные монтажно – демонтажные работы были начаты за шесть недель до фактического перемонтажа.

Несомненно, одной из главных задач успешного проведения демонтажа механизированного комплекса на шахте является грамотное, с точки зрения выбора технологии, и качественное, с точки зрения организации работ, формирование ДК [4, 36, 83, 99, 100]. Неправильный выбор технологии работ может стать причиной увеличения длительности рассматриваемого технологического цикла более чем до 110 суток при длине лавы 210 метров [36]. Существующие технологии формирования ДК при отработке пологих мощных угольных пластов позволяют осуществлять демонтаж оборудования лавы в короткие сроки. Но это достижимо только при точном соблюдении требований технической документации на производство указанных работ.

Как было сказано выше, принципиально различают два способа подготовки ДК:

- заблаговременное формирование ДК в месте остановки

механизированного комплекса при завершении отработки выемочного столба;

– формирование ДК при помощи очистного комплекса в процессе выемки угля на границе остановки работ.

1.2.1 Заблаговременное формирование демонтажной камеры в предварительно пройденной выработке

Способ формирования ДК в предварительно пройденной выработке был разработан в начале 1980 –х годов [36] и заключается в подготовке опережающей выработки (демонтажной камеры), проходимой параллельно лаве в месте остановки очистного комплекса на границе выемочного участка. Ввод механизированного комплекса в выработку производят по мере передвижки секций крепи в процессе выемки угля (рисунок 1.2). Особенностью крепления бока выработки, находящегося со стороны приближающегося забоя, является применение анкеров, поддающихся резанию шнеками комбайна. С целью снижения влияния опорного давления лавы на подготовленную демонтажную камеру в ней устанавливается дополнительная крепь [36].



Рисунок 1.2 Подход механизированного комплекса к заблаговременно подготовленной демонтажной камере: 1 – ДК; 2 – механизирована крепь; 3- обрушенные породы; 4 – угольный пласт; 5 – скребковый лавный конвейер

1.2.2 Формирование демонтажной камеры при помощи очистного комплекса

На шахтах Кузбасса, ведущих разработку пологих мощных угольных пластов, технология формирования демонтажной камеры при помощи очистного комплекса в настоящее время применяется практически повсеместно

[4, 84, 86]. Сущность рассматриваемой технологии заключается в том, что за 16 – 18 выемочных циклов до места остановки очистного комплекса между секциями механизированной крепи и кровлей заводится перекрытие, предназначенное для сохранения сплошности пород кровли и предотвращения вывалов породы в рабочую зону при демонтаже секций механизированной крепи. На заключительном этапе секции механизированной крепи отсоединяются от конвейерного става и подвигание лавного конвейера осуществляется при помощи металлических вставок, например, из профиля СВП – 27 длиной равной ширине захвата комбайна. Это обеспечивает создание демонтажной дорожки для свободного транспортирования оборудования по демонтажной камере. Для крепления кровли и бортов камеры применяется анкерное крепление с характеристиками, определенными на основе горно-геологических условий вмещающего массива на основе существующих методик. Шаг установки анкеров определяется расчетом и в соответствии с паспортом крепления демонтажной камеры [21, 22].

Однако, несмотря на положительные результаты внедрения рассмотренных передовых технологических решений на шахтах Кузбасса, по-прежнему остается нерешенными ряд вопросов, связанных с недостаточной изученностью механизма деформирования, разрушения и обрушения горных пород при подготовке и проведении демонтажных работ на мощных пологих угольных пластах. Указанное обстоятельство обуславливает важность исследований различных геомеханических процессов при отработке выемочных столбов, с целью выявления особенностей пространственного распределения напряженно – деформированного состояния вмещающего массива и угольного пласта.

В связи с этим, требуется провести анализ современных методов исследования геомеханических процессов, протекающих в массивах горных пород, вмещающих отработываемые пологие мощные угольные пласты.

1.3 Анализ современных методов исследования геомеханических процессов, протекающих в массивах горных пород, вмещающих отработываемые пологие мощные угольные пласты

Значительный вклад в решение задач по определению параметров напряженно – деформируемого состояния породных массивов, в т. ч. и при разработке мощных пологих угольных пластов внесен учеными ИПКОН РАН, ИГД им. А.А. Скочинского, ИГД СО РАН, СПГУ, МГИ НИТУ «МИСиС», КузГТУ, ТулГУ, УГГУ и др.

Важнейшие результаты в области исследования геомеханических процессов в горных выработках получены в работах следующих отечественных ученых: Авершина С.Г., Баклашова И.В., Братченкова Б.Ф., Бурчакова А.С., Баренблата Г.И., Борисова А.А., Викторова С.Д., Динника А.Н., Захарова В.Н., Зубова В.П., Иофиса М.А., Картозии Б.А., Кузнецова С.В., Либермана Ю.М., Линькова А.М., Опарина В.Н., Петухова И.М., Протодяконова М. М., Руппенейта К. В., Трубецкого К. Н., Турчанинова И.А., Христиановича С.А., Шемякина Е. И. и др. [1, 5 – 9, 19, 20, 27, 33, 56, 58, 60, 63, 71, 78, 88, 101 и др.].

Из работ вышеназванных авторов, следует, что проблемы, возникающие при отработке месторождений полезных ископаемых, в т. ч. и пластовых, свидетельствуют о необходимости дальнейшего развития вопросов геомеханики, в частности, в области исследования пространственно – временных изменений напряженно – деформируемого состояния (НДС) пологих мощных угольных пластов и вмещающих породных массивов под влиянием различных техногенных факторов. В связи с этим, представляется целесообразным разработка новых, либо дальнейшее совершенствование уже известных методов исследования напряженно-деформированное состояние массива горных пород, способствующих выбору и практической реализации оптимальных технологических решений по формированию и креплению монтажных камер в процессе отработки мощных пологих угольных пластов.

Несомненно, что проведение натурных шахтных исследований, в

принципе, может позволить проследить большинство особенностей протекания реальных геомеханических процессов, уточнить влияние на их активность различных условий ведения подземных горных работ с учетом фактических данных о геологическом строении породных массивов [5, 10, 23, 27, 56, 78]. При этом проводимые комплексные инструментальные наблюдения должны позволять определять основные параметры изучаемых процессов, то есть получить данные о компонентах тензоров напряжений и деформаций, и реализовываться при ведении горных работ [5, 10, 27, 56, 78]

Однако, большинство исследований по установлению закономерностей деформирования геоматериалов выполняется на образцах или моделях, имитирующих объемы горных массивов, в лабораторных условиях, в которых можно получать данные об изменениях напряженно-деформируемого состояния геоматериалов с использованием методик, основанных на синхронных измерениях напряжений и деформаций [5, 10, 56, 78]. Возможность же реализации и эффективность таких комплексных систем измерений в натурных условиях ограничены различными технологическими и методическими факторами. Например, информативность оценки изменений напряжений по результатам измерений с помощью скважинных (или закладных) деформометров зависит от качества контакта таких устройств с вмещающим массивом, а также от жесткости материала их измерительных элементов [10, 27, 56]. Последнее оказывает существенное влияние на результаты оценки изменений напряжений по измеренным приращениям деформаций, особенно на нелинейных стадиях деформирования.

Поскольку, в рамках проведения натурных экспериментов для целого ряда случаев весьма затруднительно выявить весь набор факторов, определяющих закономерности протекания механических процессов в массиве в целом, то в горной геомеханике широко применяются различные методы физического моделирования, дающие возможность с достаточной надежностью решить обозначенную задачу [16, 17, 43, 67]. Кроме этого, исследования на физических моделях дают возможность изучать протекание процессов с

использованием большей их схематизации. Это позволяет распространить полученные результаты на достаточно широкий круг геомеханических задач, в отличие от результатов натурных экспериментов. Однако, и этих результатов, зачастую, недостаточно для получения необходимой информации, отражающей условия протекания многих механических процессов, характеризующихся некоторыми принципиально общими закономерностями.

Некоторые задачи практической геомеханики также могут быть успешно решены на основе применения аналитических методов [5, 6, 19, 20, 32, 95]. Такой подход предполагает построение или выбор той или иной геомеханической модели массива горных пород. Правомочность выбора модели определяется тем, насколько результаты, которые получаются с ее помощью для конкретной задачи, близки к реальным значениям параметров, фактически замеренным на практике в массиве. Такими параметрами могут быть смещения некоторых выбранных точек массива, в частности оседания земной поверхности вследствие развития подземных работ, либо напряжения в массиве вблизи выработок и др. [5, 10, 78]. Необходимые для таких аналитических исследований исходные данные принимаются, исходя из результатов натурных экспериментов (шахтных или лабораторных). Необходимо также отметить, что при использовании в аналитических расчетах той или иной геомеханической модели приходится, как правило, принимать ряд гипотез и допущений относительно исследуемой среды и протекания в ней физико-механических процессов. Ниже в таблице 1.3 представлено краткое описание некоторых геомеханических моделей, реально используемых в горной практике.

Таблица 1.3 Сводная характеристика моделей сплошной среды, применяемых для моделирования геомеханических процессов

Название модели	Краткое описание	Область применения	Примечание
Упругая модель [5, 10, 71, 74]	Упругая модель обеспечивает простейшее представление о поведении материала. Возможны вариации модели: трансверсально-	Модель подходит для однородных изотропных горных пород, диаграмма деформирования которых носит линейный характер	Модель целесообразно использовать при предварительных расчетах для создания первоначальных

	изотропная и анизотропная (с возможностью задания деформационных свойств, различных по трем направлениям)	(скальные породы).	представлений о поведении исследуемого объекта при напряжениях, не превышающих предела прочности пород (кроме случая с использованием модуля деформаций).
Модель Дрюкера-Прагера [51, 95]	Простейшая пластическая модель	Может быть использована при моделировании связанных грунтов с малыми углами внутреннего трения.	
Модель Кулона-Мора [5, 10, 71, 72, 74]	Упругопластическая модель позволяет моделировать разрушение материала в результате сдвига и растяжения.	Может быть использована для моделирования поведения большинства горных пород, связных грунтов, бетона.	Наиболее распространенная в практике геомеханических расчетов модель. К явным преимуществам модели можно отнести легко определяемые и имеющие явный физический смысл свойства материала: прочность на сдвиг и угол внутреннего трения.
Анизотропная модель Кулона-Мора [5, 10, 71, 72, 74]	Анизотропная пластическая модель, построенная на базе модели Кулона-Мора и включающая возможность моделирования плоскостей ослабления заданной ориентации.	Может быть использована для моделирования массивов горных пород, разбитых одной-двумя системами трещин (или плоскостями напластования) и имеющих прочностную анизотропию.	Требует задания дополнительных деформационных и прочностных свойств массива по направлениям ослабления.
Модель Кулона-Мора с упрочнением/разупрочнением [5, 10, 71, 72, 74]	Модель, построенная на базе модели Кулона-Мора, в которой прочностные свойства материала зависят от величины сдвиговых (девиаторных)	Может быть использована для моделирования массивов горных пород с частичным разрушением.	Необходимо знать зависимости прочностных свойств (предела прочности на растяжение, угла внутреннего трения, угла дилатансии,

	пластических деформаций.		коэффициента сцепления) от величины сдвиговых пластических деформаций.
Билинейная модель [51]	Упругопластическая модель материала с постоянным наклоном пластического участка диаграммы деформирования	Может быть использована для моделирования массивов горных пород с нарушенной структурой.	Построение модели для конкретного геоматериала осуществляется за счет задания его модуля упругости, модуля пластичности и предела текучести.
Модель Хоека-Брауна [72]	Модель включает сопротивление сдвигу и прочность на сжатие (растяжение), представленные в виде непрерывных функций. Этот критерий совместно с законом изотропной линейной упругости Гука и определяет модель Хоека – Брауна для скальных грунтов.	Модель предназначена для моделирования поведения материалов типа скальных пород.	Эффективна при описании процесса деформирования при нагрузках, близких к предельным, т.е. в тех областях, где происходит наиболее существенное отклонение поведения геоматериала под нагрузкой от теории Мора-Кулона.

Поскольку, угольные пласты и вмещающие породы – это сложные по строению и свойствам горно – геологические объекты, получение решений в аналитической форме большинства задач горной геомеханики, связанных с определением НДС массива горных пород в окрестности очистных выработок, сопряжено с большими вычислительными трудностями, как правило, не разрешимыми. Отметим также, что аналитические и инженерные методы расчета, изложенные в нормативных технических документах, зачастую не позволяют добиться правдоподобных результатов и имеют неудовлетворительную сходимость с данными, получаемыми при натурных измерениях. Поэтому, многие задачи прикладной геомеханики решить с использованием классических методов механики сплошной среды (теории упругости, пластичности, ползучести и т.д.) не представляется возможным.

В настоящее время, для решения многих задач прикладной геомеханики, эффективно используются численные методы. Среди численных методов

наиболее широко известны метод конечных разностей (МКР), метод конечных элементов (МКЭ), метод граничных элементов (МГЭ), метод граничных интегральных уравнений и другие подходы, которые получили большое распространение в производственной и научной среде и реализованы во многих современных программных комплексах [11, 24, 29, 57, 75].

Необходимо отметить, что численные методы хотя и являются наиболее эффективными практически для всех классов рассматриваемых задач горной геомеханики, но и при их использовании приходится прибегать к различного рода упрощениям, схематизациям и допущениям, в частности, при изучении механических процессов в неоднородных, многосвязанных, трещиноватых, анизотропных массивах горных пород.

Метод конечных элементов, используемый в работе, является одним из наиболее универсальных методов решения задач механики сплошных сред. В нем реализуется простая и очевидная идея исследования поведения физического тела на основе поведения отдельных его частей - конечных элементов. Анализ плоского напряженного состояния в современной концепции МКЭ основан на введении элемента треугольного вида, для которого формулируется матрица жесткости и вектор напряжений в узлах [11].

Среди исследований, посвящённых использованию метода конечных элементов для решения задач механики сплошных сред, общепризнанными являются работы О. Зенкевича и Дж. Одена [30, 55]. Среди отечественных работ, посвященных использованию МКЭ в геомеханике, необходимо отметить монографию А.Б. Фадеева [79].

В настоящее время при проектировании горно – технических сооружений и расчетах НДС массивов грунтов и горных пород практически повсеместно применяются программные комплексы, использующие методы численного моделирования. Такие комплексы, как Ansys, Plaxis, Flac, ABAQUS и др. [31, 69, 70, 80, 96, 97], позволяют моделировать в двух и (или) трехмерной постановке неоднородные породные массивы и учитывать многие характерные для такой среды свойства и эффекты, в том числе упрочнение и разупрочнение,

ползучесть, нелинейность деформирования и др. Программные комплексы предоставляют так же возможности определения взаимного влияния вмещающего массива и крепления горных выработок, учет неоднородности инженерно – геологических условий, изменений параметров НДС во времени. В таблице 1.4 представлено краткое описание современных программных комплексов, наиболее часто используемых для геомеханических расчетов на основе МКЭ.

Таблица 1.4 Современные программные продукты для расчета параметров НДС породных массивов и элементов конструкций на основе применения МКЭ

Продукт	Характеристика
Ansys	Универсальная программная система конечно-элементного (МКЭ) анализа, позволяющая решать задачи механики деформируемого твёрдого тела и механики конструкций (включая нестационарные геометрически и физически нелинейные задачи контактного взаимодействия элементов конструкций), задач механики жидкости и газа, теплопередачи и теплообмена, электродинамики, акустики, а также механики связанных полей.
Plaxis 2D (Plaxis 3D Foundation, Plaxis 3D Tunnel)	Программный комплекс конечно-элементного анализа, разработанный специально для анализа деформации и устойчивости геотехнических сооружений.
FLAC 2D (FLAC 3D)	Программные комплексы усовершенствованного двух и трехмерного моделирования сплошной среды для геотехнического анализа скальных пород и грунтов.
ABAQUS	Универсальная программа общего назначения, предназначенная для проведения многоцелевого инженерного многодисциплинарного прочностного анализа поведения сложных конструкций.

Математическая модель, реализующая используемую геомеханическую схему, представляет собой приближенное описание поведения изучаемого объекта с помощью математических соотношений. Следует отметить, что выбор модели, как правило, не сводится к одной из известных моделей механики сплошной среды в чистом виде. В ходе моделирования необходимо учитывать возможный характер деформирования массива, особенно при его разрушении в процессе нагружения.

Одной из трудноразрешимых задач геомеханики является учет находящихся в массиве разнообразных поверхностей ослабления. Поверхности ослабления («нарушения сплошности» или «трещины») повсеместно распространены в горных массивах и имеют существенное влияние на их механическое поведение. Множество мелких трещин учитывается в рамках той или иной модели сплошной среды, приводя к снижению прочностных показателей. Таким образом, возникает необходимость использования в рамках проводимых исследований некоторой модели пластичности, которая могла бы адекватно разрешить проблему учета трещиноватости.

Подводя итоги вышесказанному, отметим, что для решения вопроса об оценке влияния зон негативных проявлений горного давления при подготовке демонтажной камеры в трещиноватом породном массиве представляется целесообразным использовать упругопластическую билинейную модель сплошной среды для проведения соответствующих численных расчетов в программном комплексе Ansys.

1.4 Выводы по главе 1.

Задачи, которые в настоящее время встают перед производственниками при отработке мощных пластов Кузбасса свидетельствуют о необходимости дальнейшего развития геотехнологий, обеспечивающих экономическую эффективность и безопасность горных работ в сложных горно – геологических и горно-технологических условиях. Внедрение новых передовых технологических решений на шахтах Кузбасса выявило ряд вопросов, которые связаны с недостаточной изученностью механизма деформирования, разрушения и оседания горных пород при проведении демонтажных работ при отработке мощных пологих угольных пластов. Проведенные обобщения характерных особенностей работы высокопроизводительных очистных забоев и принципиальных возможностей математического аппарата горной геомеханики позволяют сделать следующие выводы:

1. Изучение изменений напряженно – деформированного состояния массива горных пород обеспечивает необходимую исходную информацию для оценки устойчивости демонтажных камер.

2. Решение такой задачи должно реализовываться на базе численных методов с соответствующим отображением процессов обрушения горных пород и оседания подработанной толщи. Указанное «отображение» должно осуществляться по специально разработанной методике и основываться на данных натуральных шахтных наблюдений (маркшейдерские измерения, специальные исследования процессов деформирования и обрушения подработанной толщи и механических характеристик массивов обрушенных пород).

3. Изучение изменений напряженно – деформированного состояния исследуемых углепородных массивов в таких задачах наиболее целесообразно производить с использованием построения модели пластичности, которая могла бы адекватно разрешить проблему учета трещиноватости, на базе численных методов механики сплошной среды.

4. Проведение совместных натуральных инструментальных исследований и численных исследований геомеханического состояния углепородных массивов является необходимым этапом для разработки технологических решений по формированию и креплению демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов, обеспечивающих устойчивость кровли и сокращение времени проведения демонтажных работ.

ГЛАВА 2 ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОСТРАНСТВЕННОЙ ИЗМЕНЧИВОСТИ НАПРЯЖЕННО – ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ (НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ ИМ. 7 НОЯБРЯ АО «СУЭК-КУЗБАСС»)

2.1 Горно – геологические и горно – технические условия разработки пласта Байкаимский шахты им. 7 ноября АО «СУЭК – Кузбасс»

Выбор конкретной технологии разработки угольного пласта зависит от целого ряда факторов, среди которых определяющими являются: мощность угольного пласта, глубина разработки, длина лавы, прочностные характеристики пород вмещающего массива, особенности геологического строения разрабатываемого пласта.

Участок недр «Поле шахты имени 7 Ноября» расположен в Ленинском геолого – экономическом районе Кузбасса в границах Ленинского каменноугольного месторождения и по административному делению входит в границы муниципальных образований «Ленинск – Кузнецкий городской округ», «Полысаевский городской округ» и «Ленинск – Кузнецкий муниципальный район» Кемеровской области [25, 62].

Отработка описываемых выемочных участков по пласту велась механизированным комплексом Тагор 24/50. Глубина ведения работ варьировалась от 150 до 290 м. Отрабатывался пласт Байкаимский, при этом вынимаемая мощность пласта составляла 4,7 м, длина лавы 290 м, ширина целика 25 м, средняя нагрузка на лаву в период с мая по ноябрь 2010 г. составила 9053 т/сут., изменяясь от 500 до 29616 т/сут.

Ниже рассмотрены отдельные результаты анализа горно-геологических и горнотехнических условий разработки пласта Байкаимский шахты им. 7 ноября, оказывающих наиболее существенное влияние на эффективность принятых технологических решений.

Геологоразведочными работами на участке «Поле шахты им. 7 Ноября» вскрыты угленосные отложения верхней – средней перми, включающие

ускатскую и казанково – маркинскую свиты, содержащие 9 угольных пластов.

Пласт Байкаимский в пределах границ участка «Поле шахты имени 7 Ноября» один из наиболее мощных и выдержанных. Вблизи контуров подсчета запасов разведочными скважинами вскрыто и изучено 39 пластопересечений, 33 из которых проверены каротажем. Пласт Байкаимский залегает от вышележащего пласта Надбайкаимского 1 на расстоянии 48 – 79 м. Полезная мощность пласта в среднем составляет 4,59 м, при крайних значениях 3,74 – 5,41 м. Мощность пласта составляет в среднем 4,74 м, при крайних значениях 3,83 – 5,59 м. По горным работам вблизи контура подсчета мощность угля изменяется от 3,42 до 4,95 м, среднее значение 4,28 м (по 56 пластопересечениями). Мощность пласта по горным работам изменяется от 3,65 до 5,06 м, среднее значение 4,47 м (по 56 пластопересечениями). Пласт имеет в основном сложное строение, состоит из двух – трех угольных пачек. Редко встречаются пластопересечения простого строения. Прослои представлены алевролитом мелкозернистым, реже алевролитом углистым. Мощность породного прослоя составляет 0,1 – 0,15, реже 0,20 – 0,30 м.

Непосредственная кровля пласта представлена в основном алевролитом, мощностью 1 – 16 м, от неустойчивой до среднеустойчивой. Здесь же присутствует ложная кровля. Ложная кровля, представленная алевролитами интенсивно трещиноватыми, с многочисленными ослабляющими поверхностями, в виде прожилков угля, отпечатков растений и зеркал скольжения. Ложная кровля имеет мощность от 0,2 до 0,8 м. Склонна к обрушению.

В западной части структуры в горных выработках наблюдались размывы верхней пачки пласта, имеющие в плане вид нешироких полос до 20 – 50 м. Размытая часть замещена песчаником. Непосредственно в контуре подсчета мощность нижней пачки угля составляет 1,74 – 2,5 м, при среднем значении 2,11 м (по 4 пластопересечениям), мощность пласта 1,80 – 2,5 м, при среднем значении 2,15 м (по 4 пластопересечениями).

В восточной и юго-восточной части структуры данными эксплуатации

установлено уменьшение мощности верхней пачки пласта вследствие генетического замещения угля углистым алевролитом, наблюдаемого в кровле. Мощность углистого алевролита достигает 0,70 – 0,80 м.

В северо – западном крыле структуры разведочными скважинами вскрыта зона выгорания пласта, а также на выходе пласта под наносы в северо-восточном крыле.

2.2 Физико – механические и деформационно – прочностные свойства углепородного массива на обследуемых участках пласта Байкаимский шахты им. 7 ноября

По физико – механическим свойствам и инженерно – геологическим условиям в пределах участка «Поле шахты им. 7 Ноября» выделяются 2 группы пород:

- четвертичные рыхлые отложения;
- пермские угленосные породы.

Четвертичные рыхлые отложения

Сплошным чехлом залегают на коренных породах. Мощность их колеблется от 10 до 55 м. Четвертичные отложения представлены суглинистыми разностями от легких лессовидных до тяжелых иловатых.

Водораздельные площади имеют достаточно большую мощность рыхлых образований, которая уменьшается по склонам долин речной и овражно-балочной сети, достигая минимального значения в долинах. На водоразделе мощность колеблется в пределах 20 – 55 м. В долинах рек мощность рыхлых отложений составляет 5 – 10 м.

Аллювиальные отложения приурочены к долине реки Иня. Мощность их достигает 4 – 6 м. Представлены песчано-галечниковыми отложениями.

Пермские угленосные породы

Угленосные отложения представлены чередованием мощных слоев песчаников, алевролитов, реже аргиллитов, пластов и пропластков угля. Средние показатели физико-механических свойств коренных пород приведены в таблице 2.1, четвертичных отложений в таблице 2.2.

Таблица 2.1 Средние показатели физико-механических свойств коренных пород

Наименование пород	Показатели физико-механических свойств, от-до/количество определений						Класс абразивности	Размокаемость	Примечание
	Удельный вес г/см ³	Объемный вес г/см ³	G сжатия, кг/см ² лабор. исслед.	Кэфф. крепости метод. толчения	Влажность %	Пористость %			
Песчаник м/з	<u>2.54-2.78</u> 2,67(138)	<u>2.10-2.75</u> 2,54(138)	<u>288-1923</u> 781(276)	-	<u>0.30-2.25</u> 0,97(135)	<u>1.82-10.64</u> 5,90(138)	От ниже средней до повышенной	-	Низкое минимальное временное сопротивление сжатию объясняется частой слоистостью за счет растительного детрита
Песчаник алевритовый	<u>2.64-2.76</u> 2,97(23)	<u>2.51-2.69</u> 2,59(24)	<u>3.90-1533</u> 754(31)	<u>3.33-8.12</u> 5,94(11)	<u>0.46-1.89</u> 1,11(23)	<u>1.83-7.07</u> 4,63(24)	Малоабразивный до средней абразивности	-	
Алевролит крупный	<u>2.54-2.77</u> 2,68(35)	<u>2.43-2.69</u> 2,56(35)	<u>3.95-1245</u> 742(31)	<u>4.0-7.14</u> 4,69(18)	<u>0.83-3.20</u> 1,62(35)	<u>2.20-9.54</u> 5,92(35)	Весьма малоабразивный, реже среднеабразивный	В воде разрушается до щебенки	
Алевролит средний	<u>2.63-2.80</u> 2,70(33)	<u>2.52-2.69</u> 2,61(33)	<u>406-1138</u> 735(16)	<u>3.92-8.12</u> 5,72(26)	<u>0.89-2.75</u> 1,68(33)	<u>4.80-8.80</u> 6,07(33)	Весьма малоабразивный	В воде разрушается до щебенки	
Алевролит мелкий	<u>2.51-3.20</u> 2,74(165)	<u>2.43-3.02</u> 2,64(165)	<u>228-1325</u> 459(16)	<u>2.06-8.12</u> 5,17(266)	<u>0.67-4.18</u> 2,18(164)	<u>1.56-9.42</u> 6,47(165)	Весьма малоабразивный	В воде разрушается до щебенки и дресвы	
Аргиллит	- 2,74(165)	<u>2.59-2.60</u> 2,59(2)	-	<u>4.17-5.55</u> 4,77(4)	<u>1.68-2.33</u> 2,00(2)	<u>5.54-6.60</u> 6,07(2)	Весьма малоабразивный	В воде разрушается до щебенки и дресвы	

Таблица 2.2 Средние показатели физико-механических свойств четвертичных отложений

Название породы	Естеств. Влажность, %	Удельный вес, г/см ³	Объемный вес, г/см ³	Пористость, %	Предел текучести, %	Предел раскаты вания, %	Число пласти чности	Максим. молек. влагоем., %	Кэф. Фильтр, м/с	Усадка, Предель усадки	Кэф. внутр. трен.	Угол Внутр. трен, градус	Сцепление	Размокаемость, сут
Глина	22	2,7	1,6	45	54	29	25	23	14	-	0,3	18°	0,50	>1 суток
Суглинки	28	2,7	1,7	38	37	21	14	18	-	17/13	0,35	20°	0,60	>1 суток

По микроструктурным признакам в угленосной толще пород выделены следующие литологические типы – это песчаники с поровым, базальным и контактными типами цемента (карбонатного, глинисто-карбонатного и карбонатно-глинистого состава), алевролиты преимущественно с базальным и базально-поровым карбонатно – углистым цементом, аргиллиты углисто-глинистого и глинистого состава с различными примесями.

Основными слагающими компонентами пород являются силикаты, карбонаты и углистый материал. В обломках преобладают кварц, полевые шпаты, кремнистые и осадочные породы.

Проведенные исследования по определению физико – механических свойств пород показали [25], что прочность на сжатие в ряду алевролит-песчаник зависит от типа и состава цемента и возрастает с увеличением размеров обломков и содержания карбоната в цементе. Так, прочность пород с поровым глинисто-карбонатным цементом в 1,5 раза выше, чем в породах глинистого состава и в 3 раза – в породах с карбонатным цементом.

Основное влияние на прочность пород оказывает углистый материал. При содержании в глинистой породе 7 – 12% углистого вещества прочность их снижается в 1,5 раза.

Значительно изменяется прочность горных пород в зоне выветривания. Избирательная способность пород к факторам выветривания приводит к тому, что наибольшие изменения прочности наблюдаются в породах с глинистым контактными цементом.

Прочностные характеристики пород в зоне выветривания поинтервально снижаются: на глубине 0 – 20 м в 3 – 4 раза; 20 – 40 м в 1,5 раза; 40 – 60 м в 0,3 – 1,5 раза.

Контактная прочность пород зависит от гранулометрического состава пород, цемента и содержания прочных компонентов в породе. Влажность изменяется для всего ряда пород от 0,8 до 5,9 %. Породы, отобранные из обводненных горизонтов, имеют наименьшие прочностные характеристики. Удельный вес песчано – алевролитовых пород обусловлен в основном

минеральным составом слагающих компонентов.

На величину объемного веса существенное влияние оказывает минералогический и гранулометрический составы, степень сортировки обломков и глубина залегания.

Увеличение пористости приводит к уменьшению механической прочности пород. Пористость уменьшается от песчаников к аргиллитам.

Абразивность изменяется в широких пределах от 0,6 до 61 мг/мин. Весьма малоабразивными являются аргиллиты глинистые и алевролиты углисто – глинистые.

В зависимости от размокания пород происходит отслаивание их и обрушение в горных выработках. Породы сильно размокающие, обрушаются обычно непосредственно за выемкой угля. Наиболее склонны к размоканию глинистые и углисто – глинистые породы.

Таким образом, физико – механические свойства пород зависят от их состава, обводненности, степени выветривания.

Алевролиты преобладают крупнозернистые, по своим физико-механическим свойствам близки к песчаникам мелкозернистым, обладают средне крепостью и устойчивостью.

Песчаники алевроитовые занимают промежуточное положение между песчаниками и алевролитами.

Алевролиты и песчаники на отдельных участках содержат линзы, штрихи, также слои угля. Иногда породы содержат отпечатки обуглившиеся листьев и стеблей флоры, а также углистый детрит по плоскостям наложения. Все послойные включения угля уменьшают сцепление между слоями породы и прочность ее значительно снижается.

Аргиллиты представлены массивными и слоистыми типами. Имеют пелитоморфную структуру и сложно-слоистую текстуру, обусловленную гранулометрическим или углисто – глинистым материалом.

Конкреции в основном приурочены к углевмещающим породам, карбонатный материал их имеет тонкоагрегатную структуру, представлен в

основном сидеритом.

Углистые породы представлены алевролитами и аргиллитами. Вещественный состав их углисто – глинистый. Углистые обрывки и детрит встречаются равномерно или в виде вытянутых, извилистых включений, иногда в них размыт. Угли преобладают от полуматовых до полублестящих разностей, штриховато-полосчатые за счет витрена.

Непосредственная кровля и почва угольных пластов представлены мелкозернистыми алевролитами, реже – алевролитами, реже – аргиллитами. По мере удаления от пласта гранулометрический состав вмещающих пород становится грубым и основная кровля угольных пластов преимущественно песчаная, реже представлена крупными алевролитами.

Поведение кровли и почвы угольных пластов в горных выработках зависит от литологического состава горных пород, наличия ложной кровли, трещиноватости и нарушенности, физико – механических свойств – пористости, водопоглощения, размокаемости, прочностных характеристик.

Для каждой литологической разности характерны определенные параметры физико – механических свойств. Наиболее тонкие породы обладают минимальными значениями временного сопротивления сжатию, не превышающими $400 - 500 \text{ кг/см}^2$, алевролиты крупнозернистые, песчаники характеризуются повышенной прочностью.

Значение временного сопротивления сжатию для пород залегающих ниже зоны выветривания составляет $400 - 1200 \text{ кг/см}^2$. Те же породы, затронутые выветриванием, менее прочны, значение временного сопротивления сжатию достигает $100 - 300 \text{ кг/см}^2$.

Для пород ложной кровли, представленной алевролитом, коэффициент крепости, определенный методом толчения, не превышает 3,0. По этим же породам в зоне выветривания коэффициент крепости снижается до 0,5. Установлено, что все породы, кроме углей, на участке размокают и разрушаются.

Наибольшей абразивностью обладают песчаники, особенно

минерализованные, окварцованные. Менее абразивны алевролиты. Породы зоны выветривания малоабразивны.

Анализ показателей деформационных и упругих свойств горных пород, имеющих большое значение при расчетах горного давления, свидетельствует, что деформационными характеристиками с наиболее высокими значениями обладают песчаники, не затронутые выветриванием [91, 93].

Существенными факторами устойчивости кровель и почвы угольных пластов являются: литологическая принадлежность, марка угля, прочность пород при сжатии, мощность слоя, отложение мощности непосредственной кровли и выемочной мощности пласта, положение в складчатой структуре, угол падения, глубина залегания пласта, интенсивность трещиноватости в породе.

Для основной кровли пласта Байкаимского характерно преобладание песчаников мелкозернистых, алевритистых, либо крупных алевролитов, алевролиты мелкозернистые встречаются редко.

Песчаники имеют мощность 1 – 80 м; удельный вес составляет 2,71 кг/см³; объемный вес – 2,58 кг/см³; влажность – 1,05 %; пористость – 5,90; $G_{сж}$ – 5 – 110 МПа. Прогнозируется как средне и труднообрушаемая. Первичный шаг обрушения 50 – 60 м, вторичный и последующий – 35 – 40 м.

Непосредственная кровля представлена алевролитом мелкозернистым или аргиллитом, мощностью 1,5 – 3,0 м. Непосредственная кровля в выработках не зависает. $G_{сж}$ – 15 – 39 МПа, коэффициент крепости 3 – 5. На западе и юго – западе замещается алевролитом крупнозернистым и песчаником мелкозернистым, мощностью 1 – 16 м. Непосредственная кровля по устойчивой площади обнажения и продолжительности ее устойчивого состояния характеризуется как кровля средней, слабой устойчивости, а так же неустойчивая.

Здесь же присутствует ложная кровля. Ложная кровля, представленная алевролитами интенсивно трещиноватыми, с многочисленными ослабляющими поверхностями, в виде прожилков угля, отпечатков растений и зеркал скольжения. Ложная кровля имеет мощность от 0,2 до 0,8 м. Склонна к

обрушению на призабойную дорожку вслед за выемкой угля ($G_{сж} - 49 - 60$ МПа, удельный вес составляет $2,62 \text{ кг/см}^3$; объемный вес – $2,45 \text{ кг/см}^3$; влажность – $0,43 \%$; пористость – $6,87$).

Почва пласта в горных выработках представлена алевролитом мелкозернистым, реже алевролитом крупнозернистым, аргиллитом или песчаником. Коэффициент крепости, определенный методом толчения - $4,55 - 6,25$, удельный вес составляет $2,71 \text{ кг/см}^3$; объемный вес – $2,59 \text{ кг/см}^3$; влажность – $2,14\%$; пористость – $6,27$; $G_{сж} - 30-50$ Мпа, средней устойчивости. Почва не склонная к интенсивному набуханию при замачивании и пучению без замачивания.

2.3 Натурные инструментальные измерения смещения кровли вдоль выемочных столбов пласта Байкаимский шахты им. 7 ноября АО «СУЭК-Кузбасс»

Инструментальные измерения проводились вдоль вентиляционных штреков. Репера устанавливались равномерно вдоль всего выемочного столба, согласно проекту размещения замерных станций. Ниже представлены результаты измерений смещений кровли при подготовке демонтажных камер №№ 1390, 1324 и 1325 радикально отличающихся способом подготовки [84 – 86].

С целью сокращения сроков подготовки очистного комплекса к демонтажу при отработке выемочного столба № 1390 был заблаговременно пройден демонтажный ходок шириной 4 м на границе у охранного целика (рисунок 2.1). Заранее пройденный ходок должен был сократить временные затраты при подготовке демонтажной камеры.

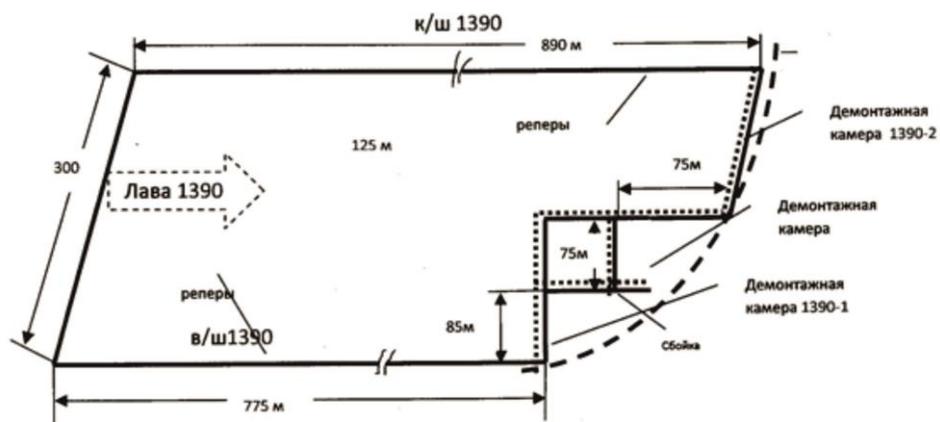


Рисунок 2.1 Схема отработки выемочного участка № 1390

На рисунке 2.2 представлена зависимость изменений вертикальных смещений кровли от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$. При приближении к демонтажной камере величина смещений резко увеличивается, что говорит о значительном повышении напряженного состояния горного массива в этой зоне.

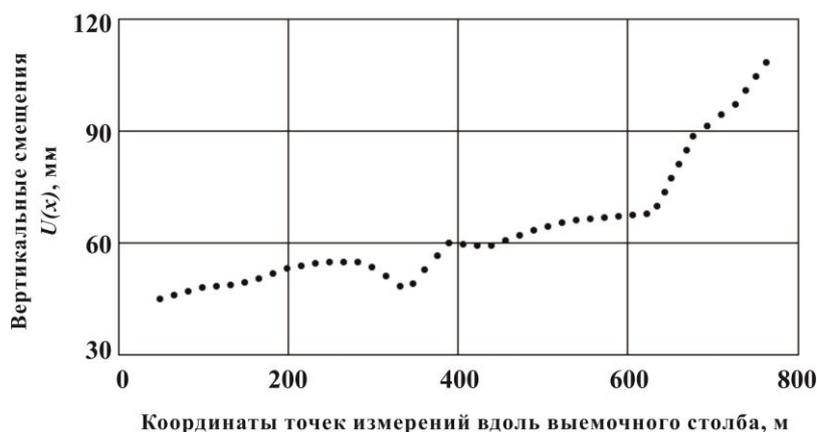


Рисунок 2.2 Зависимость изменений вертикальных смещений кровли от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$ (очистной забой № 1390)

В результате, произведенные работы по заблаговременному формированию ДК стали причиной обрушения пород непосредственной кровли при приближении механизированного комплекса к демонтажной камере. На разбор завала и перекрепление выработки было затрачено около семи дней. Поэтому ожидаемый эффект сокращения сроков подготовки очистного комплекса к демонтажу не был получен. Кроме того, расслоившиеся породы непосредственной кровли и пустоты

в кровле выработки, образовавшиеся из-за вывала пород, осложнили процесс демонтажа, скорость которого не превысила 2–3 секции в сутки, а общая продолжительность составила более 50 дней.

При завершении горных работ по отработке запасов выемочного блока № 1324 и своевременного выполнения работ по извлечению технологического оборудования комплексно-механизированного забоя было принято решение о заблаговременной подготовке демонтажной камеры. Предварительная подготовка демонтажной камеры заключалась в формировании двух выработок, расположенных параллельно на расстоянии друг от друга 3 метра, являющимися призабойной и завальной частями демонтажной камеры (рис. 2.3). В кровлю обеих частей демонтажной камеры были установлены по 10 глубинных реперов для определения смещения (рис. 2.4). Крепление выработок осуществлялось канатными анкерами АК – 01 длиной 7,5 метров (2320 шт.) и 6 метров (720 шт.), бесконечным подхватом СВП – 17 для установки «бесконечных» нитей (1900 погонных метров) и для установки проколов в целике угля между частями демонтажной камеры (1475 погонных метров), дополненные сеткой.

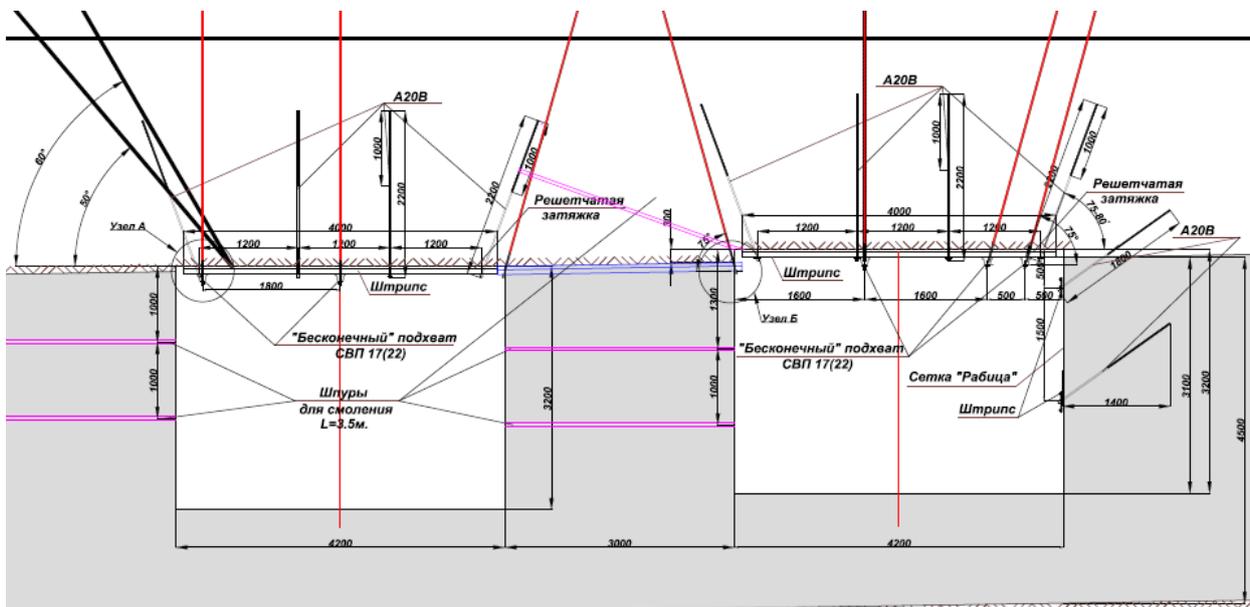


Рисунок 2.3. Демонтажная камера призабойная (слева) и завальная (справа) части.

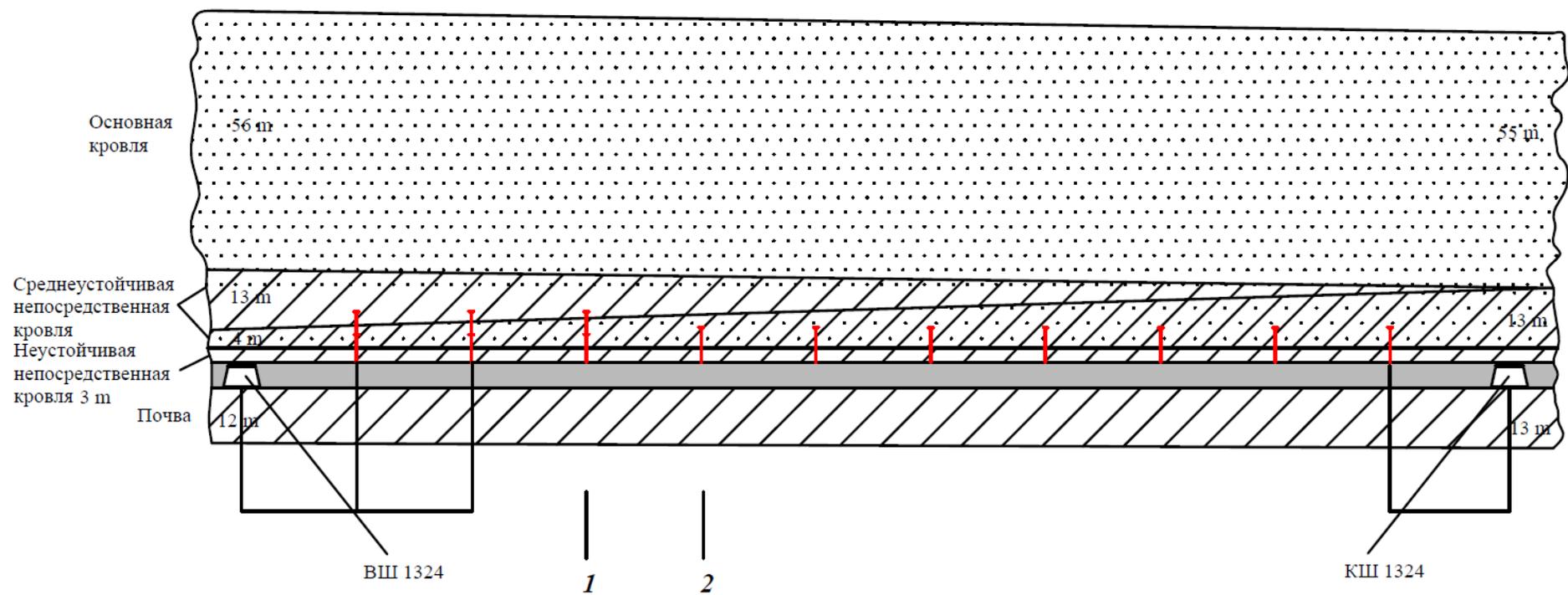


Рисунок 2.4 Кровля в районе демонтажной камеры № 1324 и расположение глубинных реперов

При подходе к призабойной части демонтажной камеры №1324 комплексно-механизированного забоя согласно технологическим решениям [36, 37] были пробурены разгрузочные скважины из очистного забоя в призабойную часть демонтажной камеры и из призабойной зоны в завальную зону демонтажной камеры. Далее, при последующем продвижении очистного забоя к демонтажной камере, когда целик угля между ним и призабойной частью демонтажной камеры уменьшался, наблюдались частичные вывалы кровли и бортов. Когда размер целика угля между очистным забоем и призабойной частью демонтажной камеры стал менее 3 метров негативные процессы, связанные с обрушением кровли и бортов, активизировались практически по всей длине выработки. Далее после проведения дополнительных работ по креплению призабойной частью демонтажной камеры аналогичные разрушения наблюдались и при уменьшении целика угля между призабойной и завальной частями демонтажной камеры

Для приведения в функциональное назначение призабойной и затем завальной частей демонтажной камеры были выполнены дополнительные работы по перекреплению указанных выработок. Для этого потребовалось канатных анкеров АК – 01 длиной 7,5 метров (1610 шт.) и 6 метров (504 шт.) и СВП – 17 для установки «бесконечных» нитей подхвата общей длиной 2350 метров. Общая продолжительность выполнения указанных работ составила на призабойной части демонтажной камеры 39 суток, на завальной части демонтажной камеры 20 суток.

Во время проведения демонтажа технологического оборудования комплексно-механизированного забоя наблюдалось частичное разрушение кровли и бортов демонтажной камеры, ликвидация последствий которых требовало проведения дополнительных работ. В итоге общее время демонтажа механизмов, оборудования и систем составило 62 суток, которое превысило запланированное время ввода в работу следующего выемочного участка более чем в два раза. Таким образом, опыт проведения завершающих работ при отработки выемочного столба № 1324 на мощном пологом угольном пласте Байкаимский шахты им. 7 ноября АО «СУЭК – Кузбасс», выявил, что при подходе к заранее

сформированной демонтажной камеры наблюдается активизация негативных процессов разрушения, связанных, по всей видимости, с перераспределением нагрузки, вызванным подвиганием очистного забоя. Проведение дополнительных работ по разгрузке массива горных пород, вмещающих демонтажную камеру с помощью скважин, пробуренных из очистного забоя и призабойной части демонтажной камеры не дало положительных результатов.

При доработке лавы № 1325 шахты им. 7 Ноября механизированным комплексом было принято решение о формировании демонтажной камеры очистным комбайном по мере продвижения комплекса (рисунок 2.5). При этом в качестве крепи демонтажного ходка и перекрытия над секциями применили сталеполимерную анкерную крепь в составе: анкера А-20В L=2200 мм (анкера первого уровня); анкера АК – 01 L= 5000 мм (анкера второго уровня); продольные подхваты из желобчатого профиля; продольные подхваты из СВП – 17; полимерную сетку.

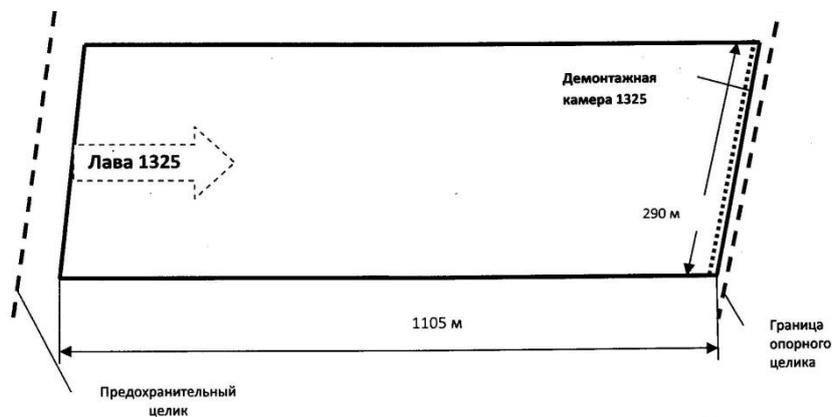


Рисунок 2.5 Схема отработки выемочного участка № 1325

На рисунке 2.6 представлена зависимость вертикальных смещений от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$, полученная в очистном забое № 1325. В данном случае, отсутствие заранее пройденных выработок обуславливает достаточно «монотонный» характер, представленной на рисунке 2.6 зависимости $U(x)$.

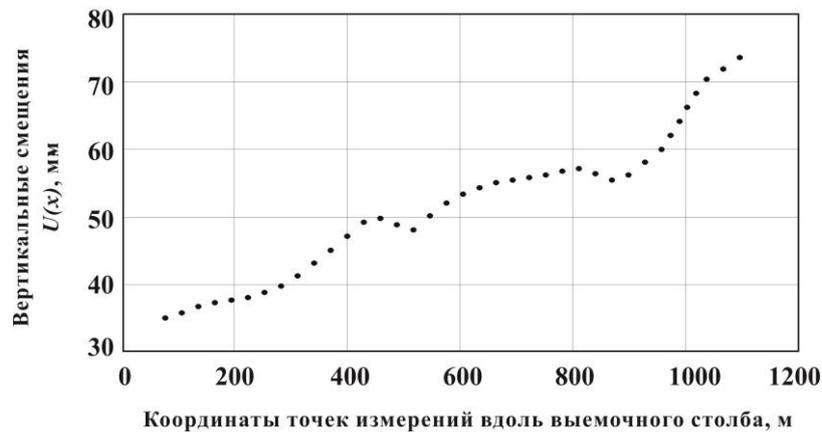


Рисунок 2.6 Зависимость вертикальных смещений от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$ (очистной забой № 1325)

Отметим, что процесс подготовки демонтажной камеры, характеризовался отсутствием отслоений пород кровли, деформаций крепи выработки, отжимов в бортах, что позволило демонтировать без проблем секции массой 32 тонны.

Вместе с тем данный способ подготовки демонтажных камер характеризуется достаточно большим объемом работ по установке анкерной крепи, который входит в цикл выемки угля последовательно с другими операциями и не может выполняться параллельно с операциями по добыче угля. Это приводит к увеличению затрат времени на процесс подготовки демонтажных камер. В данном случае камера готовилась в течении 3,5 недель.

2.4 Выводы по главе 2

На основе анализа результатов геологических изысканий и инструментальных исследований на шахте им. 7 ноября АО «СУЭК – Кузбасс» были сделаны следующие выводы:

1) Все породы угленосной формации в различной степени рассланцованы, трещиноваты, слабо метаморфизованы. Непосредственные кровли разрабатываемого пласта представлены преимущественно трещиноватыми алевролитами и аргиллитами с коэффициентом крепости от 1,8 до 4. Вмещающие породы обладают высокой степенью изменчивости физико-

механических свойств, что обуславливает наличие зон с пониженной несущей способностью кровли.

2) По данным инструментальных наблюдений выявлено, что основной причиной увеличения продолжительности демонтажа лав является существенное увеличение смещения непосредственной кровли в демонтажной камере, связанное с переходом пород кровли в предельное состояние и разрушением в зоне опорного давления, формирующейся впереди забоя лавы.

3) Формирование демонтажных камер в результате работы очистного забоя по добыче угля является наиболее благоприятным вариантом подготовки к проведению демонтажных работ.

ГЛАВА 3 ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОЛОГОГО МОЩНОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА И ВМЕЩАЮЩЕГО МАССИВА ПРИ ЗАВЕРШЕНИИ ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА

3.1 Выбор и обоснование расчетной механической модели среды, постановка задачи моделирования и краевые условия

Постановка задачи о напряженном состоянии массива при завершении отработки выемочного столба

Практика ведения очистных работ на угольных шахтах показывает, что в большинстве лав наиболее опасными участками являются места пересечения лавой ранее пройденных выработок, в частности демонтажных камер (краевая область завершающей отработку лавы). Это один из наиболее существенных осложняющих факторов, возникающих при отработке угольных пластов, и его исследованию посвящено множество работ, как теоретической, так и практической направленности [6, 26, 38, 53, 57, 66 и др.].

Существует два основных способа подготовки очистного забоя к демонтажу оборудования при завершении работ в лаве: формирование ДК в очистном забое по мере продвижения комплекса и заблаговременное формирование ДК с помощью проходческой техники в месте будущей остановки очистных работ в лаве.

Задача численного моделирования напряженно-деформированного состояния пологого мощного угольного пласта и вмещающего массива при завершении отработки выемочного столба состоит в выявлении закономерностей распределения напряжений и смещений в массиве горных пород вблизи движущегося забоя, в том числе при формировании ДК, а также при подходе забоя к уже сформированной ДК.

Исходя из общей постановки задачи об оценке изменения напряженно – деформированного состояния массива, связанного с увеличением выработанного пространства в процессе отработки пологого угольного пласта, в том числе при подходе забоя к передовой выработке с учетом параметров

системы отработки, допустимо принять плоскую расчетную модель, схема которой и определяющие параметры представлены на рисунке 3.1.



Рисунок 3.1 Расчетная схема и определяющие параметры задачи

Глубина разработки горизонтального пласта составляет $H = 130$ м, мощность пласта $m = 4.5$ м. При наличии ДК ее размеры – $4,5 \times 4,5$ м, размер целика L варьировался в пределах 36 м – 0 м. Если целик больше этой величины, то силовое взаимодействие ДК и забоя весьма мало, т.е. оно практически не наблюдается.

В расчетной схеме принято, что очистные работы в лаве подходят уже к завершению, т.е. рассматривается ситуация, когда забой находится в достаточной близости к ДК и, таким образом, протяженность от разрезной печи до забоя выработанного пространства оценивается величиной в сотни метров. Поэтому при глубине разработки в 130 м, геомеханическая ситуация соответствует полной посадке пород кровли.

По мере развития горных работ обширное выработанное пространство заполняется породами обрушившейся ложной и непосредственной кровли, и, возможно, вышележащими породами. При обрушении они разрыхляются и образуют некий массив с новыми деформационными свойствами, заметно более низкими, чем у исходных пород кровли. По мере подвигания фронта горных работ налегающие породы, включая основную кровлю, опускаются на обрушенные, постепенно сжимая их. В связи с этим, при моделировании необходимо предусмотреть наличие в выработанном пространстве такого рода

массива. В расчетах такой массив представляется моделью упругого тела с модулем упругости на порядок меньшим, чем у угля.

Более точно величина этого модуля $E_{обр}$ может быть определена из решения обратной задачи. Для этого необходимо рассмотреть два крайних случая: первый - нет обрушенных пород и второй - свойства обрушенных пород совпадают со свойствами пород массива кровли. В первом случае опускание земной поверхности при полной посадке будет равно мощности извлекаемого пласта h , при этом можно полагать $E_{обр}=0$. Во втором случае опускания не будет, поскольку $E_{обр}=E$ (E – модуль упругости пород кровли).

Фактически же, как правило, наблюдаются оседания земной поверхности по величине равные 0,8 – 0,9 от вынимаемой мощности угольного пласта h (возможно частично и пород кровли).

Для получения такого результата при численном моделировании необходимо подобрать соответствующее значение модуля упругости $E_{обр}$ для обрушенных пород используя алгоритм последовательного деления пополам интервала величин E . В соответствии с рассмотренными выше случаями начальный интервал – $0 \div E$. При таком делении для дальнейшего анализа берется тот полуинтервал (либо $0 \div E/2$, либо $E/2 \div E$), на одной стороне которого значения оседаний будут меньше $0,8 h$, а на другой больше $0,8 h$. Этот полуинтервал опять делится пополам и т.д. В итоге получаем значение $E_{обр}$, при котором величина оседания земной поверхности составит $0,8 h$. В дальнейших расчетах именно эту величину следует использовать для моделирования обрушенных пород.

В связи со сказанным важное значение приобретают наблюдения за деформациями земной поверхности на всех стадиях развития очистных работ в шахте, особенно при выходе на режим полной посадки кровли, которые позволяют эффективно оценивать параметры деформационных процессов во всем налегающем массиве горных пород.

Непосредственно у забоя находится свободное пространство, в котором располагается комбайн и транспортный конвейер, а кровля поддерживается

передвижной механизированной крепью. Действие последней на кровлю выработки может моделироваться некоторым постоянным усилием, нормальным к поверхности кровли. В силу локальности такого воздействия общее влияние на напряженно – деформированное состояние налегающего массива невелико и сводится, как правило, к поддержанию обрушенных пород непосредственной кровли.

Боковые породы и уголь, разбиты многочисленными трещинами, что делает практически невозможным в полной мере адекватное моделирование с использованием упругой модели массива. Результаты, получаемые с ее помощью, могут быть использованы лишь для предварительного анализа состояния и поведения массива, особенно в местах значительных градиентов напряжений. В связи с этим обычно используют модели пластического деформирования, заимствованные из механики сплошных сред, с помощью которых моделируется «квазипластическое» поведение трещиноватых сред.

Рассматриваемые модели помимо деформационных параметров (E , ν), характерных для упругой среды, содержат и другие, значения которых, как правило, неизвестны и не могут быть определены в результате простых экспериментов. В связи с этим, при численном моделировании следует использовать по возможности достаточно простые пластические модели с малым набором параметров, позволяющие отразить суть происходящих при деформировании процессов. При этом в расчетах участвуют некие "эффективные", усредненные значения параметров пластичности.

В расчетах использована билинейная пластическая модель. В рамках этой модели материал деформируется упруго с модулем упругости, присущим этому ненарушенному материалу, а при достижении предела упругости (пластичности) его модуль упругости уменьшается на 2 – 3 порядка. Т.е. фактически реализуется режим идеальной пластичности.

Такими свойствами были наделены породы непосредственной кровли и уголь. Для угля предел пластичности принимался равным $\sigma_p = 2$ МПа, а для пород кровли – $\sigma_p = 4$ МПа. При этом следует иметь в виду, что приведенные

значения параметров характеризуют поведение угля и пород в массиве. В сопоставление с величинами, полученными в лабораторных экспериментах они во много раз (на порядки) меньше, что определяется коэффициентом структурного ослабления пород массива. В конечном итоге, значения пределов пластичности являются "эффективными" величинами и должны быть определены обратным пересчетом при сравнении расчетных величин и реально замеренных параметров в массиве пород. Такими параметрами могут быть значения сдвижений пород контура выработки (кровли и бортов).

Отметим здесь же, что уголь обладает ясно выраженным свойством течения, что приводит с течением времени к значительному изменению формы поперечного сечения выработок. Это весьма важно в случае заблаговременного создания ДК, которая может находиться в состоянии ожидания до нескольких месяцев.

Параметры ползучести также неизвестны и не могут быть заранее определены в лабораторных условиях. Тем не менее, известно, что пучение почвы в выработках, пройденных по углю, составляет ≈ 30 см/мес. Исходя из этой величины, при решении обратной задачи находятся соответствующие параметры ползучести. В расчетах предполагается, что скорость ползучести $\varepsilon = \text{const}$. Рассматриваемый вариант позволяет в какой-то мере отобразить временные изменения деформационных процессов в угольном массиве.

Граничные условия

Важно отметить следующие два фактора, играющие определяющую роль при решении задач геомеханики для определения технологических решений. Во-первых, это то, что всегда исследуемый объект расположен в неограниченной среде. В тоже время, решение геомеханической задачи, скажем, методом конечных элементов, подразумевает использование ограниченной области, которая каким-то образом должна быть выделена в массиве. При этом воздействие отсеченной части массива на выбранную расчетную область реализуется в виде соответствующих граничных условий.

Граничные условия формируются на внешних границах расчетной области и сводятся к заданию различных смещений и напряжений в соответствии с реальной нагруженностью массива. Они не должны препятствовать свободному деформированию массива под действием приложенных внешних силовых воздействующих факторов. С другой стороны, нагрузки прикладываются таким образом, чтобы предотвратить сдвигение всей расчетной области как единого тела. При этом расчетная схема соответствует принципу минимальной достаточности, т.е. излишние связи не накладываются на расчетную область.

При соблюдении всех этих условий необходимо отметить, что совокупность граничных условий не определяется однозначно и зависит как от строения массива, так и от способа построения решения. Для задания адекватных граничных условий необходимо знание распределения исходных напряжений в массиве в совокупности с его геологическим строением. Так как, фактически это недостижимо, обычно принимается некоторое упрощенное положение, касающееся исходных напряжений, особенно горизонтальных.

Исходные вертикальные и горизонтальные напряжения в массиве независимы и имеют различную причину своего возникновения. Вертикальные в основном обусловлены весом налегающих горных пород с учетом их неоднородности, что подтверждается многочисленными измерениями, особенно для осадочных пород. Горизонтальные напряжения, в конечном счете, обусловлены тектоническими подвижками массива. При этом наблюдается анизотропия распределения напряжений в горизонтальной плоскости. Можно выделить два взаимно перпендикулярных направления с максимальным и минимальным значениями напряжений, которые могут различаться в несколько раз. Все эти моменты должны учитываться при постановке граничных условий, и, соответственно, выборе конфигурации расчетной области.

Второй фактор – выработанное пространство создается в предварительно нагруженном исходными напряжениями массиве. В ходе горных работ часть массива убирается за пределы исследуемой области, перестает воздействовать

на нее и, следовательно, в целом массив разгружается. Хотя при этом происходит перераспределение напряжений и в отдельных его частях появляется пригрузка и концентрации напряжений.

Расчетная область представляет собой прямоугольный параллелепипед, а в случае решения задач с поверхностными структурами верхняя грань этого параллелепипеда заменяется реальной дневной поверхностью с возможными нагрузками от строений, рельефа и др. В основном она считается свободной от нагрузок. Боковые грани параллелепипеда – это вертикальные плоскости, достаточно удаленные от рассматриваемого объекта на поверхности. Нижняя грань – это также плоскость, расположенная горизонтально. Все грани должны быть удалены на достаточное расстояние, чтобы не было их влияния на напряжения вблизи объекта. Фактически это расстояние должно определяться в ходе тестовых расчетов, но установлено, что оно не должно быть менее трех – четырех характерных размеров объекта.

Если параллелепипед ориентирован по направлению главных исходных напряжений в массиве, то на его боковых гранях попарно следует задать нормальные к ним напряжения, равные, соответственно, меньшему и большему напряжению в массиве. При этом следует иметь в виду, что они изменяются с глубиной определенным образом в соответствии с реальными значениями. Обычно считается, что они постоянны по глубине, что характерно для коренных пород, либо линейно возрастают с глубиной, либо имеет место комбинация этих вариантов. Степени свободы вдоль этих граней (вертикальной и горизонтальной), могут быть свободны либо зафиксированы в зависимости от способа решения задачи. Нижняя грань, как правило, закрепляется по всем степеням свободы.

Во многих случаях задача ставится с фиксацией горизонтальных смещений по всем боковым вертикальным граням и свободой в вертикальном направлении (так называемая постановка Динника) [19]. В этом случае боковой распор предопределен заранее и составляет величину порядка 0,4 от веса породы. Очевидно, что в общем случае такая постановка неприемлема и может

быть использована с той или иной степенью приближения лишь в случае, когда значение коэффициента бокового распора в массиве находится вблизи этой величины.

Несколько сложнее задаются граничные условия в случае, когда параллелепипед ориентирован не по главным исходным напряжениям. Отличие состоит лишь в задании напряжений на гранях. Что касается смещений, то они не меняются.

Помимо нормальных напряжений по граням действуют и касательные. Величины соответствующих напряжений определяются следующими соотношениями (рисунок 3.2):

$$\sigma_x^0 = \frac{1}{2} [N_1 + N_2 + (N_1 - N_2) \cos 2\alpha],$$

$$\sigma_y^0 = \frac{1}{2} [N_1 + N_2 - (N_1 - N_2) \cos 2\alpha],$$

$$\sigma_z^0 = N_3,$$

$$\tau_{zx}^0 = \frac{1}{2} (N_1 - N_2) \sin 2\alpha,$$

где N_1 , N_2 и N_3 главные напряжения, α - угол между направлением наибольшего главного напряжения N_1 и нормалью к той или иной грани параллелепипеда.

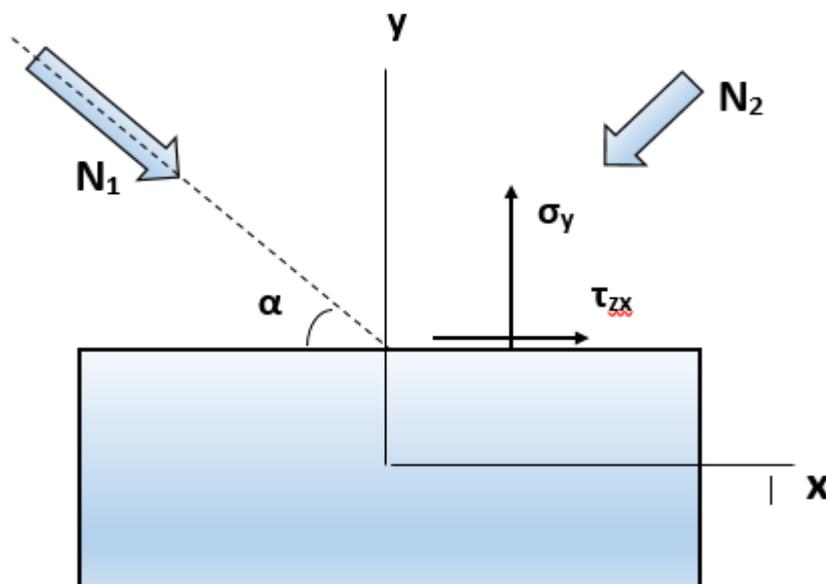


Рисунок 3.2 Напряжения, действующие на вертикальных гранях расчетной области

Внешние нагрузки

В качестве внешних нагрузок, под действием которых происходит деформирование массива, выступают рассмотренные уже ранее напряжения по боковым граням. По месту их приложения они относятся к граничным условиям, но непосредственно участвуют в формировании напряженно-деформированного состояния массива.

Кроме того, обычно считается, что в рассматриваемой области действует сила тяжести, под действием которой массив сжимается в основном в вертикальном направлении. Это объемная сила в отличие от рассмотренных выше нагрузок. Совместно с боковыми нагрузками она формирует напряженно-деформированное состояние с учетом всех выработок в пределах расчетной области.

Такой подход неявно основывается на допущении о том, что изначально существует массив горных пород со всей совокупностью выработок и соответствующей геологией, который находится в полностью разгруженном состоянии. И только потом к нему прикладываются все перечисленные нагрузки. Более того, в ANSYS реализован эволюционный подход к нахождению параметров напряженного состояния, т.е. нагрузки прикладываются постепенно, возрастая от нуля до максимальных значений. При этом решается гиперболическая задача развития состояния во времени (без учета инерционных составляющих), в отличие от эллиптической задачи при нахождении равновесия при заданных нагрузках.

Характерные особенности получаемого решения в приведенной постановке. Во-первых, этот подход приводит к неадекватным значениям перемещений точек массива, которые зависят от размеров расчетной области. Например, очевидно, что нижняя грань параллелепипеда может располагаться произвольно на любой глубине (при условии отдаленности ее от объекта исследования). В тоже время оседание дневной поверхности пропорционально этой глубине при приложении силы тяжести. Физически это нереально, что относится и к другим точкам расчетной области.

Во – вторых, напряжения в массиве, получаемые в такой постановке, соответствуют действительности, если только его поведение упруго, даже для неоднородного массива, тем более квазиоднородного. Пластическое деформирование также допустимо, если оно формулируется в рамках инвариантов напряжений и деформаций, не связанных с направлением подвижек в массиве.

Ситуация со сдвигами может быть разрешена, если из полученных в результате решения перемещений вычесть смещения, получаемые для массива при заданных граничных условиях и нагрузках, но без выработок.

Очевидно, что рассматриваемый подход неправомерен, когда в массиве при создании обнажений образуются сдвиги по некоторым поверхностям с образованием трещин. В этом случае направление сдвижения может оказаться противоположным реальному.

Ниже формулируется альтернативный подход при решении задачи, который использует, так называемые, дополнительные напряжения.

Переход от полных напряжений $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ к дополнительным напряжениям X_x, Y_y, Z_z , которые описывают изменение исходного напряженного состояния в массиве горных пород в результате создания выработок осуществляется в соответствии с соотношениями

$$\sigma_x = \sigma_x^o + X_x, \quad \sigma_y = \sigma_y^o + Y_y, \quad \sigma_z = \sigma_z^o + Z_z.$$

Исходные напряжения в массиве горных пород обычно записываются в виде

$$\sigma_z^o = -\gamma(H - z), \quad \sigma_x^o = k_1 \sigma_z^o, \quad \sigma_y^o = k_2 \sigma_z^o,$$

где k_i – коэффициенты бокового распора в массиве, γ – средний удельный вес пород в кровле пласта. На дневной поверхности (при $z = H$) они равны нулю и линейно возрастают с увеличением глубины. Все касательные напряжения в этом случае равны нулю.

Исходные напряжения не обязательно должны подчиняться приведенным соотношениям, но должны удовлетворять уравнениям равновесия сплошной среды.

Из приведенных соотношений формулируется следующая постановка задачи в дополнительных напряжениях.

Во – первых, формируется выработанное пространство, т.е. из массива удаляется его часть и образуются соответствующие поверхности обнажения.

Во – вторых, в качестве нагружающего усилия используются некоторые нормальные и касательные напряжения, приложенные к поверхностям вновь создаваемых обнажений. Их величины равны соответствующим исходным напряжениям по этим поверхностям, но с обратным знаком.

В-третьих, все внешние грани параллелепипеда жестко фиксируются, лишены всех степеней свободы, поскольку они находятся далеко от нагружающих усилий и на них смещения будут незначительны.

Подчеркнем, что в такой постановке не принимает участие сила тяжести, поскольку она неявно учитывается в исходных напряжениях.

В результате решения поставленной задачи получают распределения дополнительных напряжений. Суммирование их с исходными приводит к полным напряжениям. Полученные значения смещений в этом случае вполне адекватны и соответствуют реальности.

Такой подход во многом более предпочтительный с точки зрения соответствия реальным деформационным процессам, протекающим в массиве, значительно более трудоемок для сложной геометрии создаваемых обнажений. Для его реализации необходимо в каждой точке вновь создаваемой поверхности (иными словами для каждого элемента, примыкающем к поверхности, на его грани, образующей поверхность) определять нормаль к этой поверхности и рассчитывать соответствующие напряжения, которые потом прикладывать к ней с обратным знаком.

Эта процедура значительно упрощается, если исходное поле напряжений является гидростатическим. В этом случае отсутствуют направления главных

напряжений и на любой произвольной поверхности действует только нормальное напряжение, равное гидростатическому. Т.е. на всех вновь образуемых поверхностях вне зависимости от их конфигурации следует задать только гидростатическое давление.

3.2 Моделирование НДС слоистого породного массива с учетом упруго - пластического деформирования горных пород для различных технологий ведения демонтажных работ

Задача решается методом конечных элементов. Вся расчетная область представляет собой прямоугольник размерами 70 × 60 м. Граничные условия определяются следующим образом: на боковых вертикальных границах расчётной области задаются значения горизонтальных напряжений, соответствующие боковому распору, в вертикальная же степень свободы не ограничена; на нижней границе – нулевые горизонтальные и вертикальные смещения; верхняя граница, которая является дневной поверхностью, полностью свободна. Помимо этого в качестве нагрузки, приложенной к расчетной области – сила гравитации.

Общий принцип построения численных конечно элементных моделей требует, чтобы расчетная область по размерам была в 3 ÷ 4 раза больше характерного размера моделируемых объектов, для того чтобы отсутствовало их силовое влияние на границы области. В рассматриваемом случае одна из границ, а именно земная поверхность, присутствует в зоне влияния выработанного пространства и не может быть отнесена на необходимое расстояние. В связи с этим она обязательно должна входить в расчетную схему в явном виде, как одна из границ расчетной области с соответствующими граничными условиями.

Отметим следующее, на этот момент времени выработанное пространство по протяженности составляет сотни метров и, следовательно, при моделировании может не приниматься в расчет в полной мере. Все особенности

напряженно-деформированного состояния локализованы вблизи фронта очистных работ, т.е. вблизи ДК, что дает возможность сократить вычислительные ресурсы при анализе поставленной задачи.

При моделировании задача решалась в полных напряжениях, т.е. нагружение расчетной области осуществлялось силой тяжести при заданных ограничениях на внешних границах этой области. Как известно, в этой постановке получаются вполне корректные напряжения во всех точках области, однако смещения должны быть скорректированы на величину "green field" смещений [80].

"Green field" смещения можно получить в рамках решения поставленной задачи, проведя вертикальное сечение расчетной области вдали от выработки, где она не оказывают влияние на состояние массива.

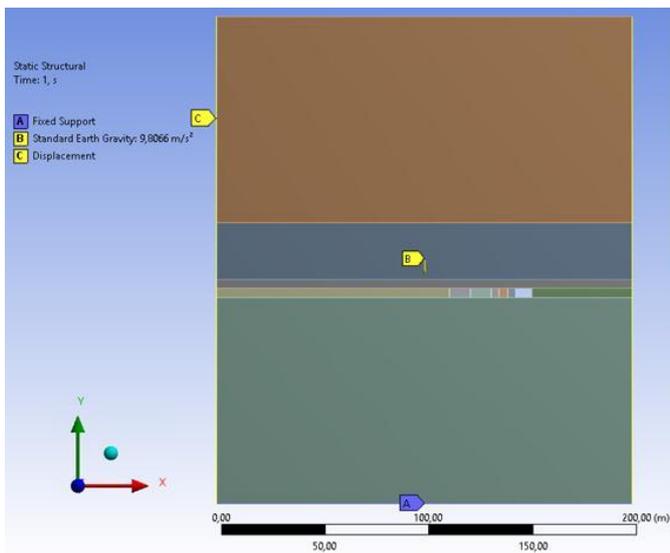
3.2.1 Моделирование изменения напряженно – деформированного состояния углепородного массива в процессе разработки угольного пласта, связанных с приближением забоя к ДК, заранее пройденной в конце отрабатываемого столба

В расчетах значения деформационных параметров пород и угля и их плотности приняты равными:

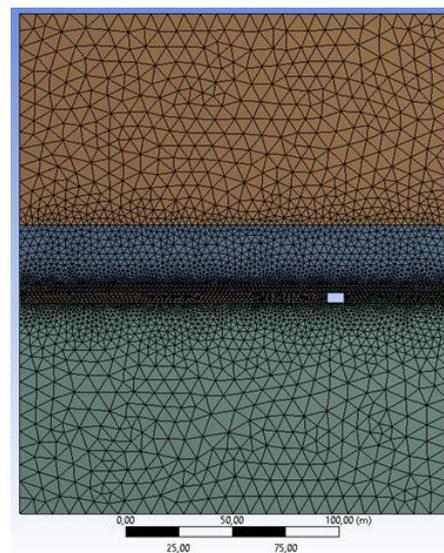
- уголь – модуль упругости $E = 3 \times 10^3$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu = 0,35$, плотность $\rho = 1300$ кг/м³;

- боковые породы – $E = 2,3 \times 10^4$ МПа, $\nu = 0,27$, $\rho = 2700$ кг/м³.

На рисунке 3.3 представлена конфигурация расчетной области и использованная в расчетах конечно – элементная сетка. В области выделяется характерная слоистая структура, в которую входят породы кровли, почвы и, собственно угольный пласт, обладающие своими деформационными свойствами. В пределах пласта расположена демонтажная камера, к которой постепенно приближается забой лавы.



Граничные условия



Конечно-элементная сетка

Рисунок 3.3 Фрагмент расчетной конечно – элементной сетки вблизи фронта очистных работ

На рисунке 3.4 А показано распределение вертикальных напряжений в массиве, когда забой лавы находится на расстоянии 36 метров от демонтажной камеры. В центре целика наблюдаются повышенные значения напряжений – 6,5 МПа в сравнении с исходными – 3,5 МПа, т.е. концентрация напряжений составляет примерно два. Такого рода перераспределение исходных напряжений характерно для всех размеров целика, однако с его уменьшением концентрация постепенно падает – с 3,5 для целика размером в 36 метров до величин меньших 1 для малых размеров целика (рисунок 3.4 Б).

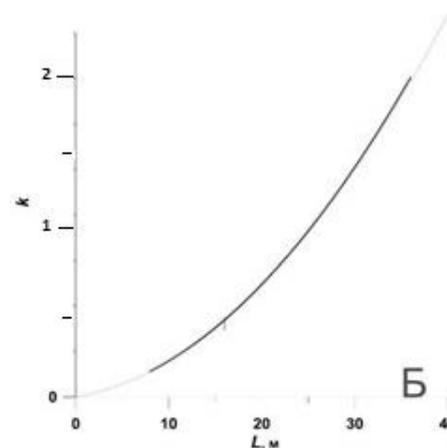
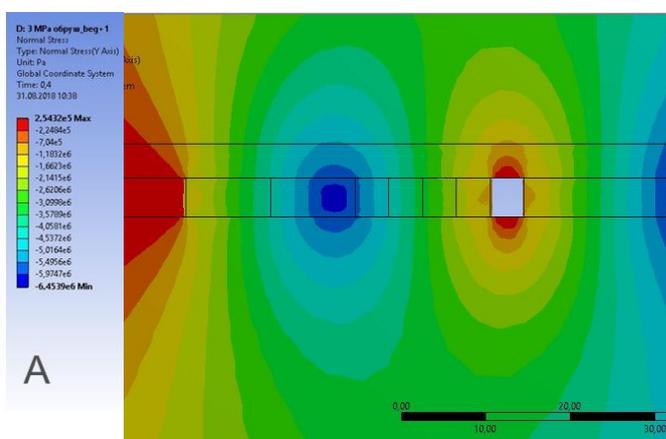


Рисунок 3.4 Распределение вертикальных напряжений в массиве (А) и максимальная концентрация вертикальных напряжений в целике (Б)

Такая зависимость объясняется разрушением и переходом краевой части массива, где и расположен целик, в пластическое состояние с потерей несущей способности, и как следствие падением в ней напряжений. Приведенные значения характерны для центральной части целика, где вертикальная деформация имеет стесненный характер из-за бокового подпора, что в значительной степени проявляется для широких целиков. Усредненные же по горизонтальному сечению целика вертикальные напряжения значительно ниже.

Распределение напряжений вблизи демонтажной камеры (рисунок 3.4 А) характерно для одиночной выработки, пока фронт очистных работ, т.е. очистная выработка находится на расстоянии большем 12 – 15 м от нее. Такое расстояние обеспечивает отсутствие силового взаимодействия демонтажной камеры и очистной выработки.

Оценки изменения напряженно - деформированного состояния массива по мере развития очистных работ проводились посредством ряда дискретных шагов, изменяющих конфигурацию расчетной области и моделирующих реальное продвижение забоя. Для сокращения расчетной процедуры в расчётах было принято, что продвижение лавы за один шаг составляет 4 метра. Приближение забоя к ДК происходит на заключительном этапе отработки выемочного столба, в связи, с чем формируется квазистационарный режим изменения напряжений вблизи очистной выработки. Т.е. на каждом последующем шаге распределение напряжений практически повторяет предыдущий, при условии расстояния до ДК большего указанных 12 – 15м. В связи с этим расчетный шаг продвижения забоя может выбираться произвольным, отличным от реальной заходки комбайна.

Расчетная схема для случая, когда очистные работы подошли вплотную к демонтажной камере представлена на рисунке 3.5.

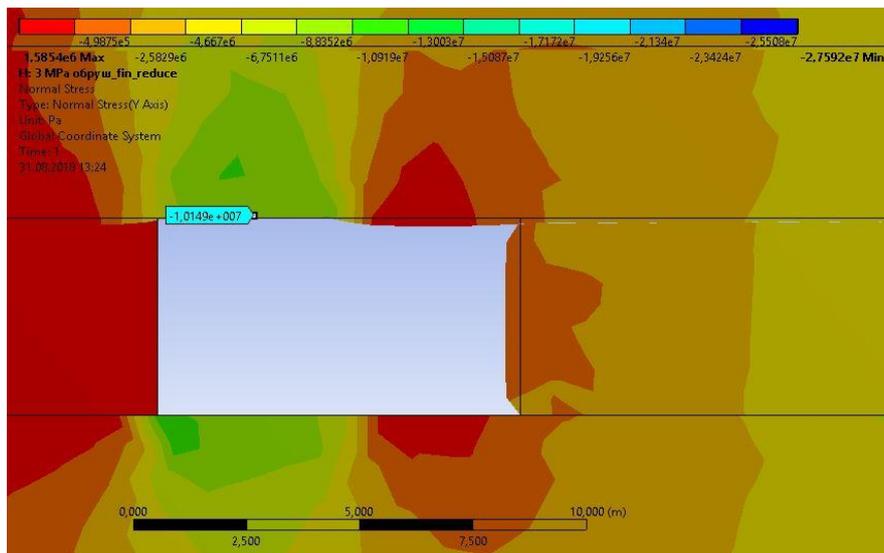


Рисунок 3.5 Распределение вертикальных напряжений вблизи выработок на последнем шаге продвижения забоя к ДК

На рисунке 3.5 показано распределение вертикальных напряжений вблизи выработок на последнем шаге продвижения забоя к ДК. На этом шаге образуется единая выработка, состоящая из ранее созданной монтажной камеры (правая часть выработки) и очистной выработки (левая часть), образовавшейся после последнего прохода очистного комбайна. При этом характерно, что кровля монтажной камеры свободна от нагрузок и опускается вместе с анкерами, которые в определенной степени уменьшают это опускание и уменьшают разрушение массива в кровле. В очистной выработке кровля поддерживается крепью (на рисунке не показана) и в зависимости от жесткости этой крепи, которая известна, также может опускаться, но в значительно меньшей степени. Заметим, что в кровле монтажной камеры образуются зоны растяжения и охватывающие их зоны разгрузки массива, в которых напряжения становятся меньше исходных. Это зоны потенциальных вывалов породы, размеры которых, по проведенным расчетам, составляют в рассматриваемом случае до 2 метров.

На рисунке 3.6 показаны вектора полного смещения боковых пород и угольного пласта на рассматриваемом шаге. Величина смещений в основном зависит от предела пластичности пород и угля. При этом пластичность угля влияет в основном на горизонтальные смещения в угольном пласте, приводя к

существенным деформациям бортов в демонтажной камере. В тоже время пластичность непосредственной кровли вызывает деформации кровли в пределах камеры (рисунок 3.6).

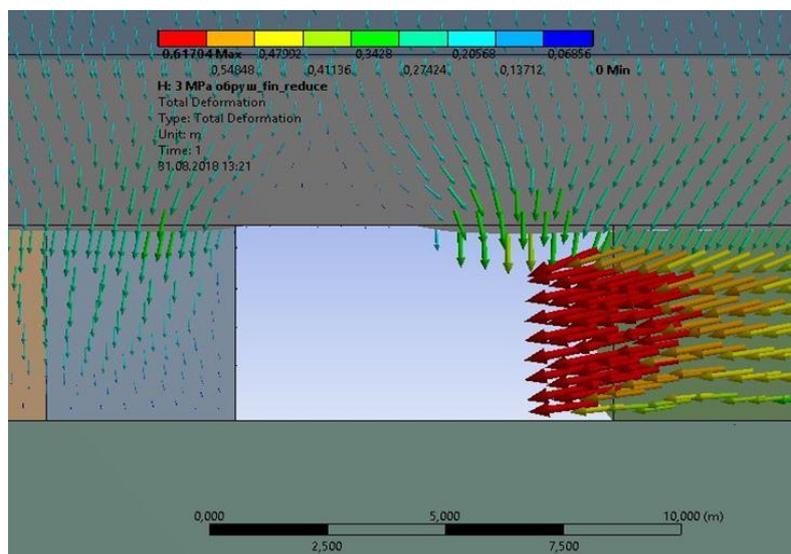


Рисунок 3.6 Вектора полных смещений в массиве на момент образования демонтажной камеры.

3.2.2 Моделирование изменения напряженно – деформированного состояния углепородного массива в процессе разработки угольного пласта, при формировании ДК в процессе продвижения очистного комплекса к конечной точке отработки лавы

Рассматривается развитие геомеханической ситуации, когда ДК создаётся в процессе продвижения очистного комплекса к конечной точке отработки лавы. При этом происходит непрерывное увеличение выработанного пространства и последняя открытая выработка, в которой находится комбайн, и является частью будущей ДК, которая далее расширяется до полных размеров ДК.

На рисунке 3.7 показано несколько характерных сечений, по которым были вычислены распределения параметров напряженно – деформированного состояния массива на момент создания ДК.

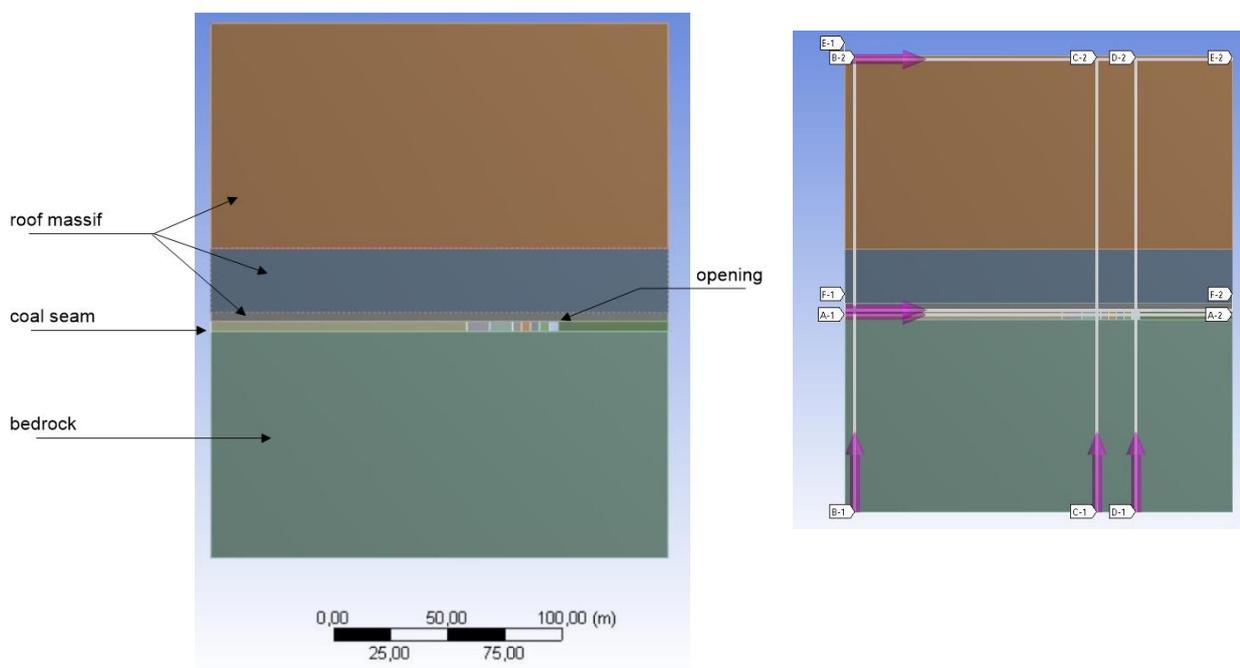


Рисунок 3.7 Общая расчетная схема задачи о распределении напряжений при отработке угольного пласта и характерные сечения для вычисления параметров напряженно-деформированного состояния

Сечение А1 – А2 проходит посередине угольного пласта, сечение F1 – F2 – в непосредственной близости к пласту в его кровле. Вертикальные сечения В1 – В2 и С1 – С2 могут быть использованы для расчета "Green field" смещений.

На рисунке 3.8 показаны значения этих смещений. На уровне пласта они претерпевают скачок в силу мягкости угля в сравнении с породами кровли и почвы. Для выбранной конфигурации расчетной области на дневной поверхности они равны $\sim 2,89$ см, а на уровне кровли пласта $\sim 2,1$ см. Отметим, что полученные значения в силу постановки задачи являются фиктивными величинами, не существующими в реальных условиях. На самом пласте скачок смещений равен 4 мм.

Отметим, что распределения смещений по В1 – В2 и С1 – С2 практически совпадают (показаны зеленым и красным цветом), чего и следовало ожидать при отсутствии в массиве выработок.

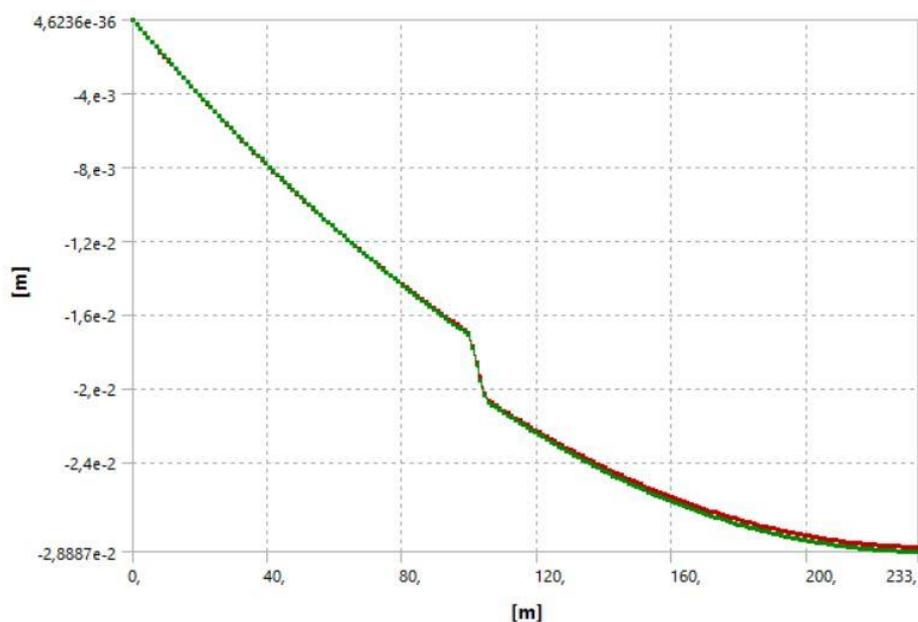


Рисунок 3.8 Вертикальные смещения по сечениям В1 – В2 и С1 – С2

Характер распределения вертикальных расчетных смещений во всей области показан на рисунке 3.9. Для получения реальных значений они должны быть скорректированы в соответствии с кривыми на рисунке 3.8. Представленная картина носит в основном иллюстративный характер, поскольку основной интерес представляют смещения в непосредственной близости от ДК, на ее границах. На этом уровне величина корректировки в соответствии с рисунком 5 составляет ~ 2.0 см.

Заметим, что в соответствии со сказанным ранее модуль упругости над выработанным пространством принимался равным $8 \cdot 10^2$ МПа, в сравнении с модулем для налегающего массива горных пород $E = 2.3 \cdot 10^4$ МПа, т.е. практически в 30 раз меньше. Кроме того, в этих зонах была введена билинейная пластичность.

На рисунке 7 приведено распределение вертикальных смещений по горизонтальным сечениям А1-А2 (красный цвет) и F1-F2 (зеленый цвет). Результаты показывают, что обрушенные в выработанном пространстве породы сжались под действием горного давления на ~ 14 см, поскольку породы в почве пласта практически не деформированы.

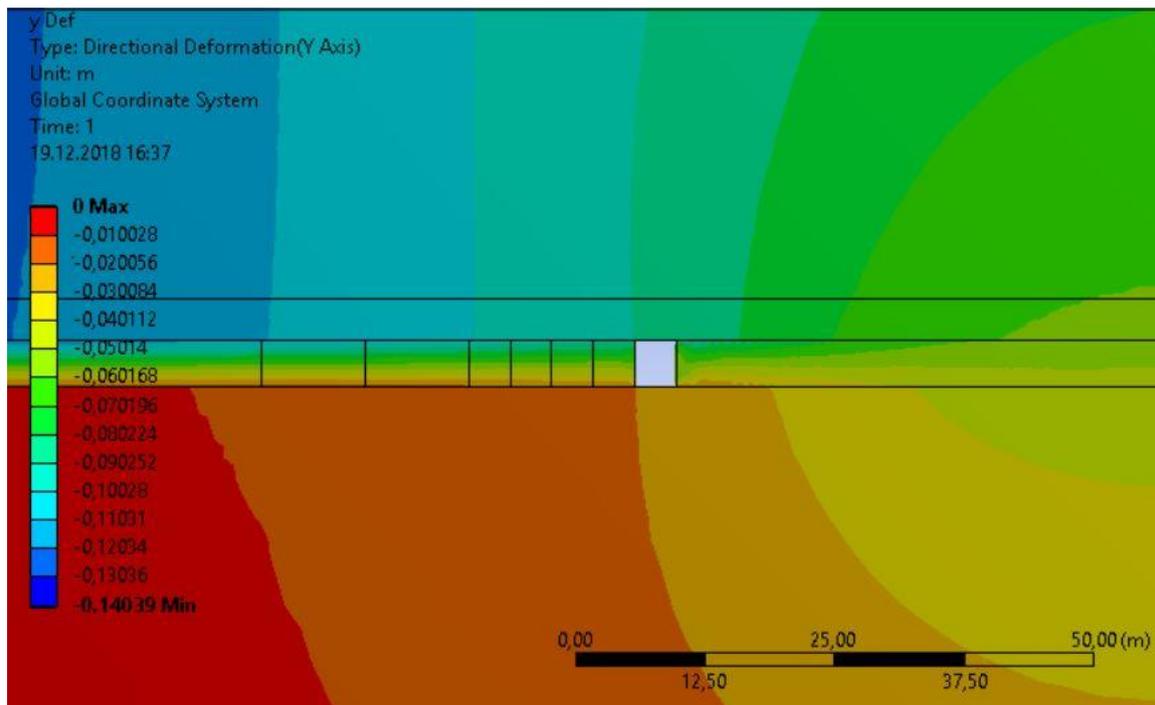


Рисунок 3.9 Вертикальные смещения в массиве при постановке задачи в полных напряжениях

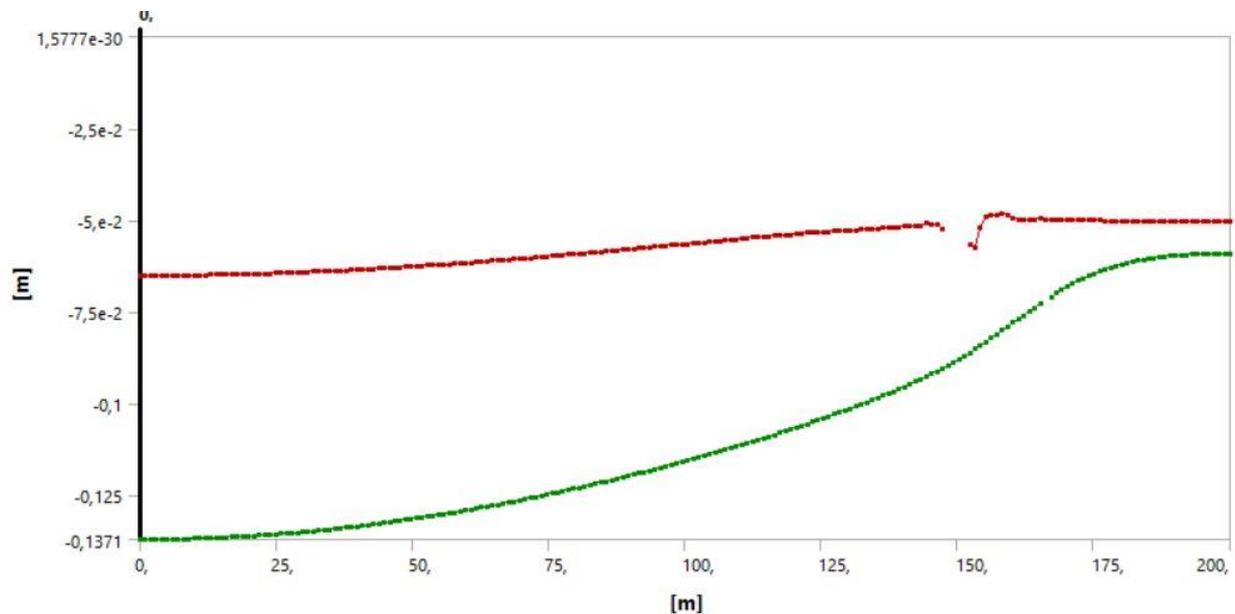


Рисунок 3.10 Вертикальные смещения по горизонтальным сечениям А1-А2 (красный цвет) и F1 – F2 (зеленый цвет) при постановке задачи в полных напряжениях

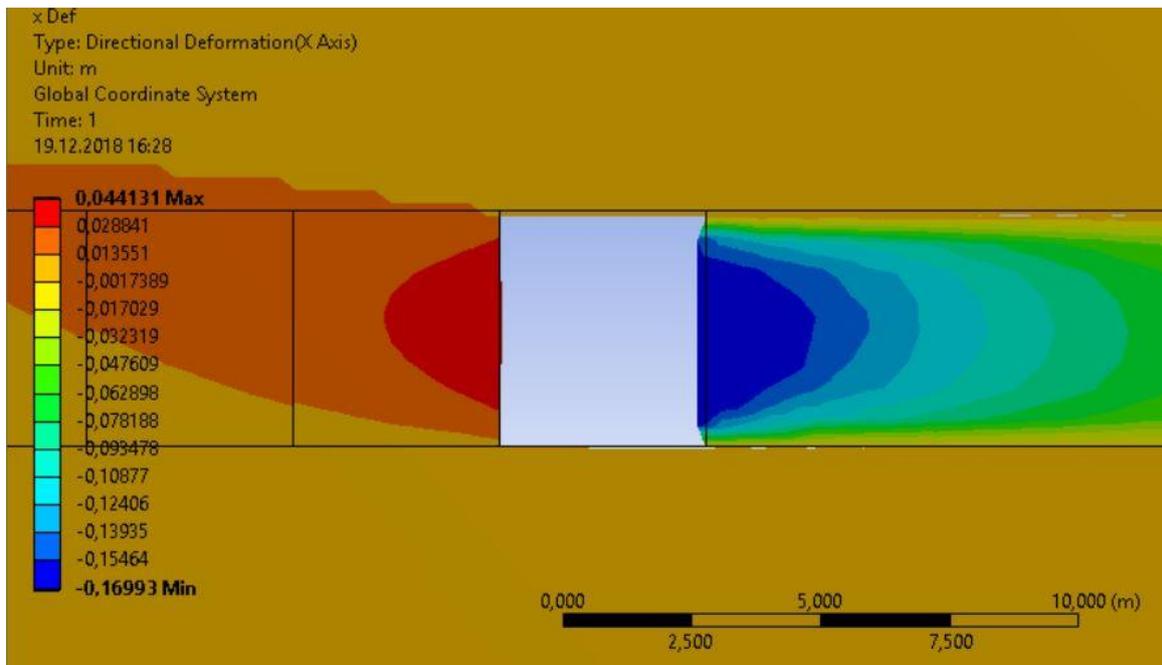


Рисунок 3.11 Горизонтальные смещения вблизи ДК

На рисунке 3.11 приведено распределение горизонтальных смещений вблизи ДК. Как и следовало ожидать, они направлены внутрь выработки и со стороны угольного пласта на вертикальной стенке выработки составляют примерно 17см.

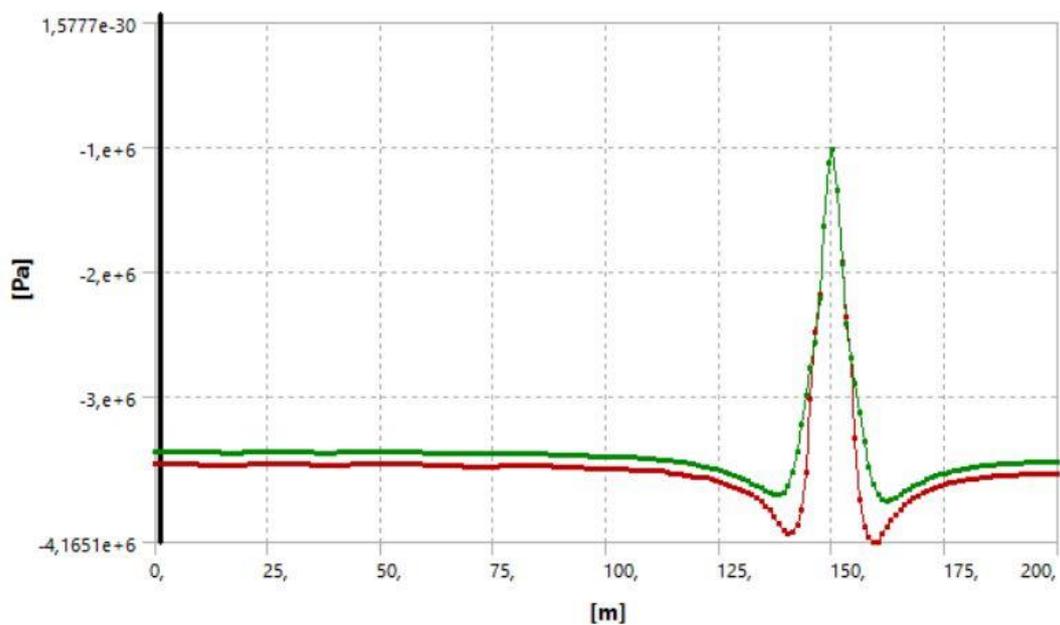


Рисунок 3.12 Распределение вертикальных напряжений посредине пласта (А1-А2, красный цвет) и по его кровле (F1 – F2, зеленый цвет)

На рисунке 3.12 представлены результаты распределения напряжений по выбранным ранее сечениям А1 – А2 (красный цвет) и F1 – F2 (зеленый цвет). Следует отметить, что для выбранных параметров разработки, т.е. глубины залегания пласта в 130 м и средней плотности налегающих пород в $2,7 \text{ т/м}^3$ вертикальные напряжения составляют 3,51 МПа. Горизонтальные асимптоты приведенных распределений совпадают с этим значением. Пик при $x = 150 \text{ м}$ для сечения над кровлей пласта соответствуют падению напряжений непосредственно над выработкой. В тоже время на некотором расстоянии от выработки около 10 м наблюдаются максимумы опорного давления с концентрацией в 1.2.

Распределение вертикальных напряжений вокруг ДК показано на рисунке 3.13. В кровле и почве выработки видны зоны разгрузки (уровень разгрузки показан оттенками красного цвета). Вблизи кровли наблюдаются незначительные зоны растягивающих напряжений.

Горизонтальные напряжения показаны на рисунке 3.14. Здесь также имеются зоны разгрузки вплоть до растягивающих напряжений.

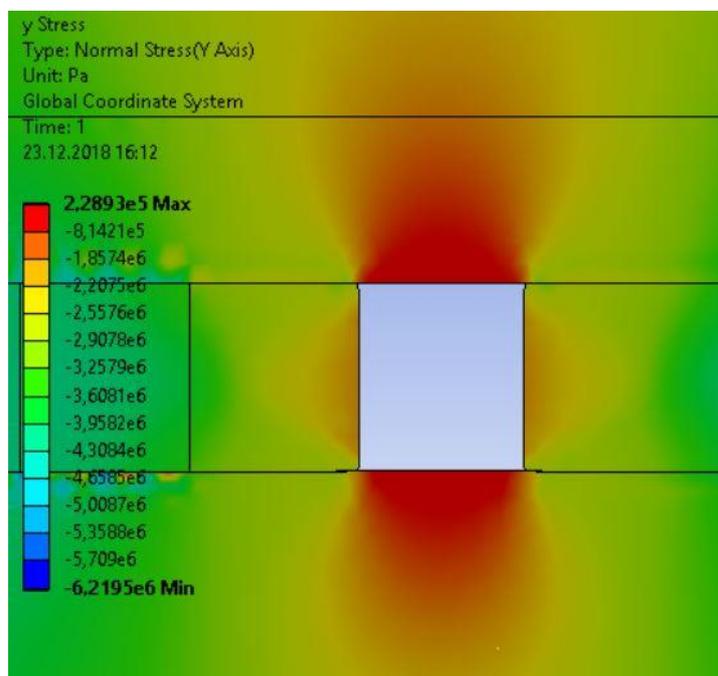


Рисунок 3.13 Распределение вертикальных напряжений вокруг ДК

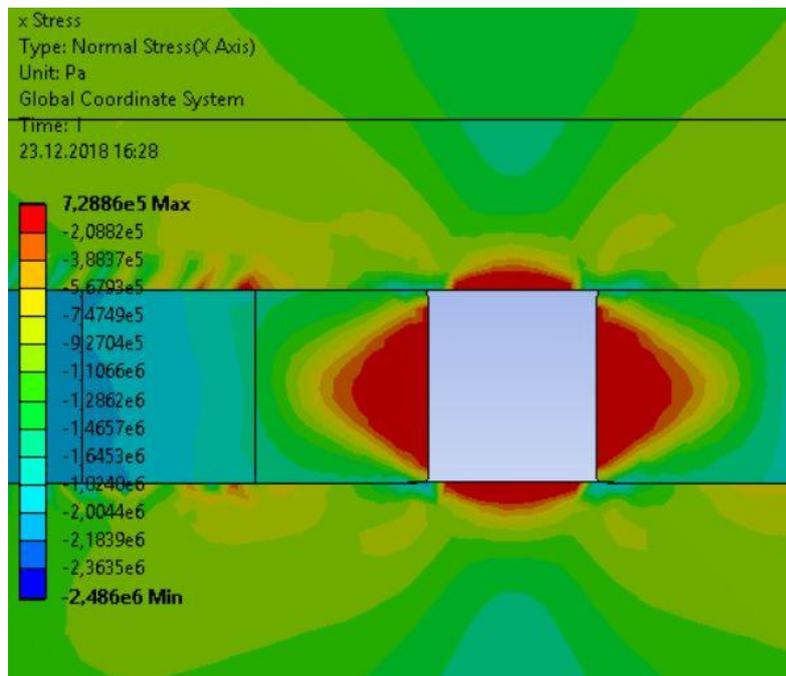


Рисунок 3.14 Распределение горизонтальных напряжений вокруг ДК

3.3 Анализ результатов натурных исследований и результатов моделирования

Учет пластического деформирования пород и угля позволяет расчетным путем получить сопоставимые с реальными значения опусканий кровли в предварительно сформированной монтажной камере. Проводя наблюдения за фактическими опусканиями кровли, появляется возможность установить с определенной точностью величину предела пластичности для угля данного пласта, и использовать ее в дальнейшем. Подбор параметров пластичности, выполненный для одной камеры на основании натурных замеров, позволит описать поведение углепородного массива для множества подобных камер, используя полученные значения.

Сопоставляя полученные решения для обоих технологических решений подготовки ДК следует отметить, что в варианте заблаговременной проходки ДК целик между очистной выработкой и ДК на последнем этапе практически полностью разрушается, формируя единое пространство из призабойной выработки, ДК и не несущего нагрузку целика. С позиций геомеханики такое развитие событий, а именно практически одновременное увеличение пролета

зависающей кровли в 2÷3 раза может привести к существенному росту напряжений в массиве и росту концентрации вертикальных напряжений на борту ДК, противоположной приближающемуся забою. Помимо этого длительное стояние камеры сопряжено с проявлениями ползучести угля и пород, что в конечном итоге проявляется в обрушениях кровли и бортов, либо в уменьшении сечения камеры до неприемлемых величин.

Расчеты, проведенные с учетом обрушения пород в выработанное пространство, а также с учетом крепи, показали, что на последнем шаге продвижения забоя к ДК формируется значительное опускание кровли ДК и сдвигание ее боковой стенки внутрь камеры.

Подготовка же ДК проходческим комбайном в процессе доработки столба лишена большей части такого рода негативных проявлений горного давления.

3.4 Выводы по главе 3

1) Проведенные исследования выявили существенную роль учета пластического деформирования угля и пород непосредственной кровли в получении адекватных значений смещений пород в массиве.

2) Расчеты, проведенные с учетом обрушения пород в выработанное пространство, а также с учетом крепи, показали, что на последнем шаге продвижения забоя к ДК формируется значительное опускание кровли ДК и сдвигание ее боковой стенки внутрь камеры.

3) Результаты численного моделирования показывают достаточную степень корреляции с результатами натурных измерений смещений кровли.

ГЛАВА 4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ПОДГОТОВКЕ ДЕМОНТАЖНЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ И ИХ ТЕХНИКО – ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА

4.1 Учет влияния распределения опорного давления при различных горно-геологических условиях отработки пологих мощных угольных пластов на параметры подготовки монтажных камер

Все технологические операции по формированию ДК, планируются и осуществляются с использованием основных закономерностей полученных в третьей главе, посвященной численному моделированию напряженно – деформированного состояния массива. Следует отметить, что конкретные численные результаты получены для типичной конфигурации выработанного пространства и деформационно-прочностных свойств пород (на примере шахты «Им. 7 ноября» АО «СУЭК – Кузбасс»).

В результате проведенных расчетов были оценены размеры зон разгрузки и пригрузки в массиве на различные моменты времени по мере развития очистных работ, в том числе и при формировании ДК. При этом существенную роль играют размеры зон возможных обрушений в кровле будущей ДК, что определяет необходимые параметры анкерной крепи. Оседание кровли достигает примерно 30 см, а протяженность зоны возможных разрушений вглубь массива около $2 \div 2,5$ м. Для других конкретных горно – геологических и горнотехнических условий все необходимые параметры могут быть определены с использованием описанных этапов моделирования в третьей главе.

Не менее важно для конкретных условий отработки определить характер деформирования груди забоя, величина которого может достигать значительных величин в силу пластического деформирования угля примерно $50 \div 60$ см. Эти параметры определяют необходимые мероприятия по креплению вертикальных стенок выработки.

Описанные этапы моделирования (глава 3) достаточно универсальны и

позволяют проводить исследование напряженно – деформированного состояния массива в различных режимах формирования ДК и широком спектре деформационно – прочностных свойств угля и боковых пород.

Особо следует отметить возможность учета долговременной ползучести угля и боковых пород пласта. Подобного рода явления могут проявляться в массиве при продолжительном стоянии (более 1 месяца) открытых поверхностей выработки: стенок, почвы. Это проявляется в пучении почвы и значительных деформациях стенок выработки, достигающих десятков сантиметров и приводящих к необходимости проведения специальных мероприятий по уменьшению таких деформаций. В значительной степени это относится к ДК, созданной в угольном пласте заблаговременно, и в меньшей степени для ДК, формируемой механизированным комплексом при завершении отработки столба. Это одна из основных причин предпочтительного использования второго варианта создания ДК.

Помимо всего сказанного следует отметить следующие обстоятельства. Местоположение ДК в угольном пласте predetermined заранее и должно выбираться в том числе и с учетом тех или иных разрывных нарушений, наличие которых в значительной мере усложняют геомеханический анализ и требует использования более сложной геомеханической модели.

Кроме того, общий характер развития очистных работ, т.е. скорость продвижения забоя, протяженность лавы, длина отрабатываемого столба, используемая передвижная крепь и др. также в значительной степени predetermined заранее в зависимости от используемой технологией ведения очистных работ. В связи, с чем остается не очень большое количество управляющих параметров, которые могут варьироваться собственно при создании ДК.

Следует отметить, что и параметры ДК в значительной степени определяются габаритами используемого оборудования. В связи с этим основная задача - поддержание ДК в рабочем состоянии в течении необходимого для демонтажа промежутка времени. Это может быть достигнуто

использованием необходимых средств крепления, в том числе анкеров, длина и частота их расположения определяются результатами проведенных исследований напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Поэтому необходимо учитывать, что ранее (3 глава) приведены только основные в силу их многообразия результаты проведенных расчетов, которые легли в основу определения технологических параметров крепления выработок.

4.2 Технологические решения по подготовке демонтажной камеры при отработке мощных пологих угольных пластов.

На основе полученных результатов моделирования с помощью разработанной билинейной модели деформирования твердого тела, учитывающей нелинейный характер процессов деформирования горных пород, в зоне расположения демонтажной камеры, были определены размеры зон возможного её разрушения пород бортов и кровли. На основе этого определены параметры крепления кровли и бортов и порядок формирования демонтажной камеры при доработке лавы. Таким образом, типовые технологические решения по подготовке демонтажной камеры при отработке мощных пологих угольных пластов заключаются в следующем. Курсивом отмечены параметры конкретного выемочного участка и пояснения.

4.2.1 Общая часть технологических решений, для «Паспорта на подготовку и формирования демонтажной камеры».

Паспортом выемочного участка пласта, предусмотрена доработка лавы с формированием демонтажной камеры очистным механизированным комплексом.

Для сокращения времени перемонтажа комплекса из демонтажной камеры в монтажную камеру следующего выемочного столба настоящим паспортом предусматривается использование полимерной сетки при формировании демонтажной камеры. Использование полимерной сетки позволит облегчить контроль крепления кровли и забоя демонтажной камеры, а

также управление посадкой кровли при демонтаже секций механизированной крепи.

Защитное перекрытие выполняется из двух цельных полотен высокопрочной полимерной сетки длиной 203, шириной 13,6м и длиной 205, шириной 13,6 м с учетом горнотехнических условий и необходимой ширины защитного перекрытия. Стыковка двух полотен полимерной сетки производится с нахлестом в 0,5м на 8 цикле. Гибкое перекрытие заводится над секциями крепи и крепится анкерной сталеполимерной крепью.

4.2.2. Горно – геологическое заключение на проведение демонтажной камеры

В разделе приводится общее описание горно-геологических условий, использованных при моделировании с помощью разработанной билинейной модели деформирования твердого тела. Далее, для примера приводится описание горно – геологических условий демонтажной камеры № 1206 пласта Надбайкаимского шахты «Полысаевская».

Строение пласта простое, мощность пласта по геологоразведочным данным составляет от 2,20 до 2,40 м.

Уголь пласта Надбайкаимского относится к марке Д (длиннопламенный), крепость по шкале Протодяконова $f = 0,9 – 1,2$ (9 – 12 МПа). Сопротивление угля резанию 130 – 140 кг/см². Глубина ведения горных работ от поверхности составляет от 87 м до 136 м.

Характеристика пласта

Зольность угля, %	7,9
Влажность рабочая, %	8,6
Выход летучих, %	38,7
Пластический слой, мм	0-6
Теплотворная способность, ккал/кг	7790
Содержание серы, %	0,80

Содержание фосфора, %	0,05
Объемный вес, т/м ³	1,29
Крепость (f)	1,0-2,0

Пласт Надбайкаимский угрожаем по горным ударам с глубины 250 м, опасен по взрывчатости угольной пыли, не опасен по внезапным выбросам угля и газа, склонен к самовозгоранию. Природная газоносность составляет 3-5 м³/т.с.б.м.

«Ложная» кровля представлена переслаиванием алевролитов мелких, алевролитов углистых и прослоек угля мощностью 0,10-0,20 м, в среднем 0,35 м, $f = 1,0-2,0$ (10 – 20 МПа).

Непосредственная кровля пласта сложена алевролитами мощностью 12,0-15,0 м, $f=2,5-3,5$ (25-35 МПа). Породы относятся ко 2 классу устойчивости с допустимой площадью обнажения до 5-10 м² в течение 20 мин.

Основная кровля представлена переслаиванием песчаника мелкозернистого и алевролитов мощностью до 20,0 м.

«Ложная» почва распространена повсеместно и представлена алевролитом мелким и аргиллитом $f=1,0-1,5$ (10–15 МПа) мощностью до 0,40 м, при замачивании склонна к размоканию и пучению.

Непосредственная почва представлена алевролитами мощностью 4,5-8,0 м $f=2,5-3,5$ (25–35 МПа); алевролит при увлажнении склонен к пучению.

Демонтажная камера будет сформирована вблизи выхода пласта Надбайкаимский под наносы. Непосредственная кровля пласта, в пределах данной выработки, характеризуется снижением прочностных свойств, склонна к обрушению.

Гидрогеологические условия.

Учитывая отработку нижележащего и вышележащего пластов, гидрогеологические условия проводимых выработок прогнозируются как простые. Возможно вскрытие в кровле пласта локальных обводнённых зон и зон повышенного увлажнения массива горных пород. Приток воды в выработку

составит 2-3 м³/час в виде капежа и струйчатой течи из шпуров под анкера, которыми могут быть вскрыты слои песчаника основной кровли пласта.

Опасные зоны при проведении выработки:

1. Зона повышенного горного давления от пласта Байкаимского.
2. Ведение горных работ вблизи выхода пласта Надбайкаимский под наносы.

4.2.3. Подготовка к протягиванию сетчатого перекрытия вдоль забоя

Установить ручные лебедки на каждой второй секции крепи (вместимостью 20 м троса). Установить монтажную направляющую. Разместить сетчатое перекрытие на путевом штреке.

4.2.4. Протягивание сетчатого перекрытия вдоль забоя

Заводка сетчатого перекрытия в забой будет производиться после завершения трех циклов формирования демонтажной камеры. При этом на момент начала заводки сетчатого перекрытия линия очистного забоя должна находиться на расстоянии - 14 м от границы доработки, очистной комбайн должен находиться у сопряжения с путевым штреком. Секции крепи должны быть задвинуты. Призабойная дорожка зачищена.

Перед заводкой сетчатого перекрытия следует отключить и заблокировать двигатель резания комбайна и забойный конвейер.

Канат длиной 30 м со стороны синего конца рулона сетчатого перекрытия крепится за комбайн. Затем, комбайном сетчатое перекрытие протягивается вдоль забоя (приблизительно на 15 секций крепи), канат отсоединяется от комбайна, а конец рулона сетчатого перекрытия крепится к козырьку секции крепи.

Комбайн подводится под рулон сетчатого перекрытия до тех пор, пока конец рулона не окажется на противоположном конце комбайна (со стороны конвейерного штрека).

Перегон комбайна вдоль очистного забоя осуществляется медленно с постоянной скоростью (2 м/мин) до сопряжения с конвейерным штреком. Два ГРОЗ (горнорабочий очистного забоя) осуществляют наблюдение за вытягиванием рулона сетчатого перекрытия: 1 ГРОЗ на сопряжении лавы с путевым штреком и 1 ГРОЗ осуществляет сопровождение комбайна (наряду с 2 – мя машинист горной выемочной машины (МГВМ)) и поддерживает связь через переговорные устройства с путевым штреком.

4.2.5. Порядок формирования демонтажной камеры

Порядок возведения защитного перекрытия над секциями и по транспортной дорожке принят с учетом горнотехнических условий и необходимой ширины защитного перекрытия. Защитное перекрытие выполняется из цельного полотна высокопрочной полимерной сетки длиной 230 м и шириной 14 м.

До подхода лавы к границе доработки на расстояние не менее 30 м производится усиление крепления кровли сопряжений демонтажной камеры с путевым и конвейерным штреками.

Формирование демонтажной камеры начинается на расстоянии 14 м до границы доработки.

Заводка комплекса под сетчатое перекрытие производится на 13 – ти циклах (стружках) с полной вынимаемой мощностью пласта.

Общая последовательность выполнения работ:

1. Производится выемка 1 стружки. Далее канат вручную растягивается по демонтажной камере (от путевого до конвейерного штрека). На сопряжениях в кровлю выработки забуривается пучок анкеров 4 шт. к которым при помощи цепи калибром не менее 18×64 прикрепляется конец каната. Вначале прикрепляется канат на сопряжении с путевым штреком. После этого при помощи комбайна производится натяжение каната по демонтажной камере и крепление каната на сопряжении с конвейерным штреком. Канат при помощи

вязальной проволоки подвешивается к гибкому перекрытию на каждой второй секции крепи. Задвижка секций крепи производится с отставанием от комбайна на 3 – 4 секции, при этом каждая 4 – я секция крепи не задвигается. Гибкое перекрытие вместе с канатом поджимается секциями крепи к кровле выработки. Далее производится крепление каната к кровле демонтажной камеры на каждой 4 – й не задвинутой секции крепи при помощи накладок и анкеров согласно графической части. После этого производится задвижка секций крепи. Параллельно производится заводка и подвязка полимерных лент к непрерывному подхвату для крепления «якорного каната». «Якорный канат» полимерной сетки крепится к заведенному канату.

2. Производится выемка 2, 3 стружки. Полимерная сетка последовательно заводится на перекрытие секции крепи после выемки каждой стружки угля.

3. Производится выемка 4 стружки. Далее канат вручную растягивается по демонтажной камере (от путевого до конвейерного штрека). На сопряжениях в кровлю выработки забуривается пучок анкеров 4 шт. к которым при помощи цепи калибром не менее 18×64 прикрепляется конец каната. Вначале прикрепляется канат на сопряжении с путевым штреком. После этого при помощи комбайна производится натяжение каната по демонтажной камере и крепление каната на сопряжении с конвейерным штреком. Канат при помощи вязальной проволоки подвешивается к гибкому перекрытию на каждой второй секции крепи. Задвижка секций крепи производится с отставанием от комбайна на 3 – 4 секции, при этом каждая 4 – я секция крепи не задвигается. Гибкое перекрытие вместе с канатом поджимается секциями крепи к кровле выработки. Далее производится крепление каната к кровле демонтажной камеры на каждой 4 – й не задвинутой секции крепи при помощи накладок и анкеров согласно графической части. После этого производится задвижка секций крепи.

4. Производится выемка 5 стружки. Далее канат вручную растягивается по демонтажной камере (от путевого до конвейерного штрека). На сопряжениях

в кровлю выработки забуривается пучок анкеров 4 шт. к которым при помощи цепи калибром не менее 18×64 прикрепляется конец каната. Вначале прикрепляется канат на сопряжении с путевым штреком. После этого при помощи комбайна производится натяжение каната по демонтажной камере и крепление каната на сопряжении с конвейерным штреком. Канат при помощи вязальной проволоки подвешивается к гибкому перекрытию на каждой второй секции крепи. Задвижка секций крепи производится с отставанием от комбайна на 3 – 4 секции, при этом каждая 4 – я секция крепи не задвигается. Гибкое перекрытие вместе с канатом поджимается секциями крепи к кровле выработки. Далее производится крепление каната к кровле демонтажной камеры на каждой 4 – ой не задвинутой секции крепи при помощи накладок и анкеров согласно графической части. После этого производится задвижка секций крепи.

5. Производится выемка 6 стружки. Далее канат вручную растягивается по демонтажной камере (от путевого до конвейерного штрека). На сопряжениях в кровлю выработки забуривается пучок анкеров 4 шт. к которым при помощи цепи калибром не менее 18×64 прикрепляется конец каната. Вначале прикрепляется канат на сопряжении с путевым штреком. После этого при помощи комбайна производится натяжение каната по демонтажной камере и крепление каната на сопряжении с конвейерным штреком. Канат при помощи вязальной проволоки подвешивается к гибкому перекрытию на каждой второй секции крепи. Задвижка секций крепи производится с отставанием от комбайна на 3 – 4 секции, при этом каждая 4 – я секция крепи не задвигается. Гибкое перекрытие вместе с канатом поджимается секциями крепи к кровле выработки. Далее производится крепление каната к кровле демонтажной камеры на каждой 4 – й не задвинутой секции крепи при помощи накладок и анкеров согласно графической части. После этого производится задвижка секций крепи.

6. Производится выемка 7 стружки. Далее канат вручную растягивается по демонтажной камере (от путевого до конвейерного штрека). На сопряжениях

в кровлю выработки забуривается пучок анкеров 4 шт. к которым при помощи цепи калибром не менее 18×64 прикрепляется конец каната. Вначале прикрепляется канат на сопряжении с путевым штреком. После этого при помощи комбайна производится натяжение каната по демонтажной камере и крепление каната на сопряжении с конвейерным штреком. Канат при помощи вязальной проволоки подвешивается к гибкому перекрытию на каждой второй секции крепи. Задвижка секций крепи производится с отставанием от комбайна на 3 – 4 секции, при этом каждая 4 – я секция крепи не задвигается. Гибкое перекрытие вместе с канатом поджимается секциями крепи к кровле выработки. Далее производится крепление каната к кровле демонтажной камеры на каждой 4 – й не задвинутой секции крепи при помощи накладок и анкеров согласно графической части. После этого производится задвижка секций крепи.

7. Производится выемка 8 стружки. Далее канат вручную растягивается по демонтажной камере (от путевого до конвейерного штрека). На сопряжениях в кровлю выработки забуривается пучок анкеров 4 шт. к которым при помощи цепи калибром не менее 18×64 прикрепляется конец каната. Вначале прикрепляется канат на сопряжении с путевым штреком. После этого при помощи комбайна производится натяжение каната по демонтажной камере и крепление каната на сопряжении с конвейерным штреком. Канат при помощи вязальной проволоки подвешивается к гибкому перекрытию на каждой второй секции крепи. Задвижка секций крепи производится с отставанием от комбайна на 3 – 4 секции, при этом каждая 4 – я секция крепи не задвигается. Гибкое перекрытие вместе с канатом поджимается секциями крепи к кровле выработки. Далее производится крепление каната к кровле демонтажной камеры на каждой 4 – й не задвинутой секции крепи при помощи накладок и анкеров согласно графической части. После этого производится задвижка секций крепи. Бурение шпуров и установка анкеров ВАУ L=10000 мм через 3,5 м (через 2 с/крепи). Закачка полиуретановых смол производится после установки анкеров, с отставанием не менее 10 м от места бурения шпуров.

8. Производится выемка 9 стружки. Далее канат вручную растягивается по демонтажной камере (от путевого до конвейерного штрека). На сопряжениях в кровлю выработки забуривается пучок анкеров 4 шт., к которым при помощи цепи калибром не менее 18×64 прикрепляется конец каната. Вначале прикрепляется канат на сопряжении с путевым штреком. После этого при помощи комбайна производится натяжение каната по демонтажной камере и крепление каната на сопряжении с конвейерным штреком. Канат при помощи вязальной проволоки подвешивается к гибкому перекрытию на каждой второй секции крепи. Задвижка секций крепи производится с отставанием от комбайна на 3 – 4 секции, при этом каждая 4 – я секция крепи не задвигается. Гибкое перекрытие вместе с канатом поджимается секциями крепи к кровле выработки. Далее производится крепление каната к кровле демонтажной камеры на каждой 4 – й не задвинутой секции крепи при помощи накладок и анкеров согласно графической части. После этого производится задвижка секций крепи. Бурение шпуров и установка анкеров ВАУ L=10000 мм через 3,5 м (через 2 с/крепи). Закачка полиуретановых смол производится после установки анкеров, с отставанием не менее 10 метров от места бурения шпуров. Установка анкеров АВ – 20 L=2750 мм с шагом установки 3,5м.

9. Производится выемка 10 стружки с установкой анкеров АВ-20 L=2750 мм с шагом установки 3,5м. Установка анкеров АК-02 (ВАУ4) L=10000 через 3,5 м (на каждой 2 с/к).

10. Производится выемка 11 стружки с заводкой непрерывного подхвата из ПШЛ L=4500мм. Бурение шпуров и установка анкеров ВАУ L=10000 мм через 1,75м (на каждой с/крепи). Закачка полиуретановых смол производится после установки анкеров, с отставанием не менее 10 метров от места бурения шпуров. Установка анкеров АВ – 20 L=2750 мм с шагом установки определяемым по результатам моделирования. Далее производится заводка непрерывного подхвата из ПШЛ L=4500мм. Бурение шпуров и установка анкеров ВАУ L=10000 мм через 1,75м (на каждой с/крепи). Закачка

полиуретановых смол производится после установки анкеров, с отставанием не менее 10 метров от места бурения шпуров

11. Производится выемка 12 стружки с заводкой непрерывного подхвата из СВП – 22 на анкера АК – 02 L=10000 через 1,75 м (на каждой 1 с/к). Установка анкеров АВ – 20 L=2750 мм с шагом установки определяемым по результатам моделирования..

12. Производится выемка 13 стружки шириной 0,4 м с установкой анкеров АВ – 20 L=2750 мм с шагом установки определяемым по результатам моделирования.

После формирования демонтажной камеры оставшаяся часть полимерной сетки опускается вдоль груди забоя и крепится тремя рядами крепления к груди забоя анкерами АВ-20 L=2400. Шаг анкеров в ряду 3 м.

4.2.6. Технологические решения по расширению демонтажной камеры очистным комбайном

Расширение демонтажной камеры производится путём выполнения трех полных циклов по выемке угля без перемещения секций крепи (3 холостые стружки).

При выемке 11^{ой} стружки (1^{ой} холостой) угля в лаве, секции крепи не передвигаются к забою. Производится крепление демонтажной камеры при выемке 11^{ой} стружки (1^{ая} холостая стружка).

При выемке 12^{ой} стружки (2^{ая} холостая стружка) угля в лаве, секции крепи не передвигаются, настил лавного привода (при помощи специальных проставок между толкателем секции крепи и настилом PF-4/1132 DBT наталкивается к забою на 1000 мм.

Производится крепление демонтажной камеры при выемке 2^{ой} холостой стружки (12^{ая} стружка) в соответствии с графической частью.

Далее по аналогичной схеме производится выемка и крепление 13^{ой} стружки (3^{ая} холостая стружка).

После окончания работ по расширению и креплению демонтажной камеры производится расштыбовка забойной дорожки, секций крепи и монтаж монорельсовой балки на СВП-22(11^{ая} стружка). Технология ведения работ по монтажу монорельсовой балки отражена в «Паспорте по монтажу подвесной монорельсовой дороги для перемонтажа оборудования.

4.2.7. Технологические решения по возведению защитного перекрытия из сетки

Полимерная сетка, увязанная в рулон и сложенная в несколько слоев, доставляется с Пром. площадки № 2 подвесным дизелевозом по групповому вентиляционному уклону, фланговому вспомогательному уклону, фланговому конвейерному уклону, далее по путевому уклону, промежуточному путевому штреку на путевой штрек до сопряжения с очистным забоем.

Рулон сетки размещается на путевом штреке, один конец рулона прикрепляется к очистному комбайну. Комбайн движется вверх по лаве и растягивает рулон сетки вдоль очистного забоя до конвейерного штрека. Затем рулон отцепляется от комбайна, убираются стяжки на рулоне.

К стартовому (якорному) тросу привязывается дополнительный шнур длиной приблизительно 5 м, который пропускается под сеткой. Он будет свешиваться со стороны забоя. Канат от ручной лебедки пропускается через заведенный канат $\varnothing 30$ мм (рисунок 4.1). При помощи дополнительного шнура (который уже свешивается со стороны забоя) ленточный трос вытягивается, пока он не достигнет рулона сетки и также крепится к стартовому (якорному) тросу специальным карабином. При помощи ручных лебёдок установленных на секциях крепи производится размотка «малого» рулона полимерной сетки к перекрытию секции крепи на длину 2,8 м (высоту забоя). Якорный канат подвязывается к отрезкам круглозвенной цепи 18×64 отрезками ленточного троса (около 1,5 – 2 м). Затем карабин каната лебедки отцепляется от якорного каната, и прицепляется к нижнему концу дополнительного шнура.

Производится подтягивание карабина к якорному канату за верхний конец дополнительного шнура (который привязан к якорному тросу), после чего карабин каната лебедки пристегивается к якорному канату.



Рисунок 4.1. Протягивание полимерной сетки комбайном вдоль забоя.

Рулон сетки с помощью ручных лебедок подтягивается под перекрытие секции крепи.

Комбайн отгоняется к вентиляционному штреку. С 116 секции под комбайн заводится новый рулон сетки, осуществляется стыковка полотен полимерной сетки. Нахлест полимерной сетки не менее 0,5 м. Берётся стружка по уходу пока конец рулона не окажется на противоположном конце лавы.

Рулон сетки надежно крепится к комбайну со стороны конвейерного штрека.

Перегон комбайна вдоль очистного забоя осуществляется медленно с постоянной скоростью 4 м/мин до сопряжения с конвейерным штреком.

Два человека – осуществляют наблюдение за вытягиванием рулона сетки на сопряжении с вентиляционным штреком.

Два МГВМ осуществляют управление комбайна, два ГРОЗ сопровождают по лаве, поддерживая связь через переговорные устройства с вентиляционным штреком.

Комбайн движется вниз по лаве и растягивает рулон сетки вдоль очистного забоя до конвейерного штрека. Затем рулон отцепляется от комбайна, убираются стяжки на рулоне.

Ленточный трос от ручной лебедки пропускается между козырьком и перекрытием. При помощи рычага лебедки вытягивается ленточный трос, пока он не достигнет рулона сетки и крепится к стартовому (якорному) тросу. Рулон разворачивается на длину 4,0 – 4,5 м (высоту забоя) с помощью ручных лебёдок установленных на секциях крепи (рисунок 4.2). Край сетки прикрепляется шнуром к каждому верхняку (козырек поджат).



Рисунок 4.2. Вытягивания полимерной сетки ручными лебедками.

Производится установка анкеров длиной 2,75 м в кровлю для «пришивки» якорного троса к кровле, т.е. для его удержания от сползания. Интервал – через 1 секцию.

После установки всех якорных анкеров, шнуры, крепящие сетку к верхняку механизированной крепи перерезаются.

Начиная со средней части забоя, наматываются по 3 ручные лебедки одновременно. Это позволит подтянуть сетку к верхнякам (рисунок 4.3).



Рисунок 4.3. Подтягивание полимерной сетки ручными лебедками.

Когда работы на середине забоя выполнены, такие же работы выполняются в обоих направлениях. Одной группой – от середины забоя в сторону конвейерного штрека, а другой – в сторону вентиляционного штрека (рисунок 4.4). Запрещается выполнять передвижку секций крепи с контактом кровли или автоматическую передвижку.



Рисунок 4.4. Полимерная сетка подтянута ручными лебедками.

Комбайн находится внизу. Очистной забой готов к первому циклу (рисунок 4.5).



Рисунок 4.5. Вид забоя перед 1 –м циклом формирования демонтажной камеры.

1. Цикл выемки также как и цикл анкерования, начинается от конвейерного штрека.

2. Зарубка комбайна производится на сопряжении лавы с конвейерным штреком. Комбайн производит выемку стружки на 12 – 15 секций, в сторону путевого штрека.

3. Через каждые 15 – 20 м (промежуток уточняется по результатам моделирования) выемки комбайн останавливается, выключается и блокируется вместе с конвейером. В это время производится разматывание рулона сетки за комбайном. Размотанная сетка поджимается к кровле через одну секцию перекрытием крепи, анкерование сетки производится с помощью анкероустановщиков «Rambor», «СБР», «СБР – СП».

4. Во время крепления кровли дорожки при подходе на 3 м к комбайну анкерование прекращается.

5. Подвигание секций крепи производится вслед за крайним установленным анкером, передвижка крепи осуществляется без контакта с кровлей.

6. В данной последовательности производится анкерование дорожки на всю длину от конвейерного штрека до путевого штрека.

7. Анкерование производится с помощью анкероустановщиков «Rambor», «СБР», «СБР – СП» при остановленном и заблокированном комбайне и

конвейере. На остальных циклах формирования демонтажной камеры повторить шаги 1 – 7 (последовательность операций представлена на рисунке 4.6 и окончательно на рисунке 4.7).

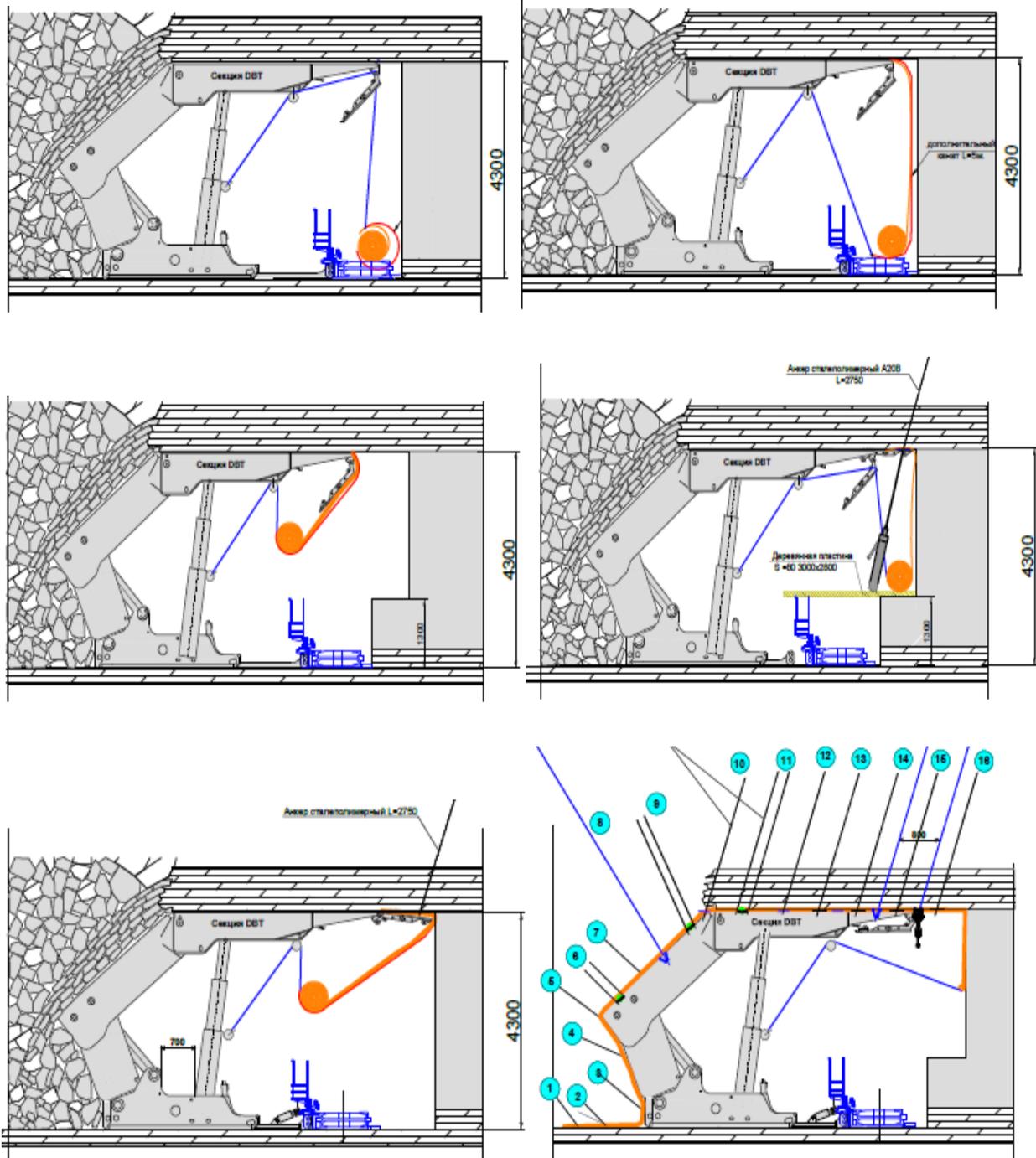


Рисунок 4.6. Последовательность подготовки демонтажной камеры

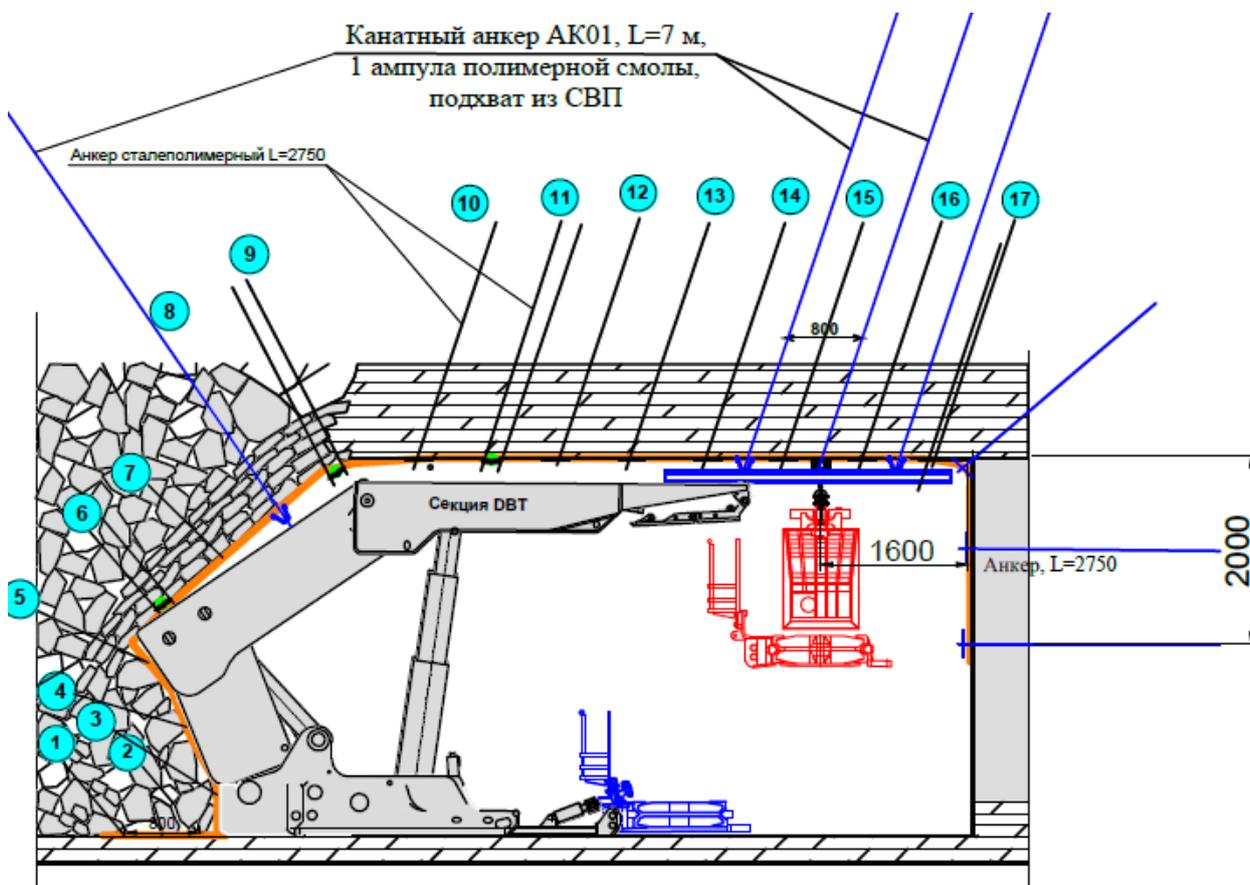


Рисунок 4.7. Демонтажная камера после установки подвесной монорельсовой дороги

4.2.8. Порядок анкерования кровли очистного забоя

Производится бурение шпура диаметром 27 мм. В устье выбуренного шпура вставляется направляющая трубка из полимерного материала, в которую поочередно заводятся одна хим. ампула АКЦ – 1000, одна хим. ампула АКЦ-700 и пыж, препятствующий сползанию ампул по шпуру.

Трубочкой меньшего диаметра досылаются ампулы с пыжом в забой шпура (для контроля на трубке меньшего диаметра имеется градуировка).

В шпindel анкероустановщика устанавливается анкер диаметром 22 мм, производится подъем анкера к кровле, причем при входе анкера в устье шпура производится включение анкероустановщика на вращение и быструю подачу анкера в шпур.

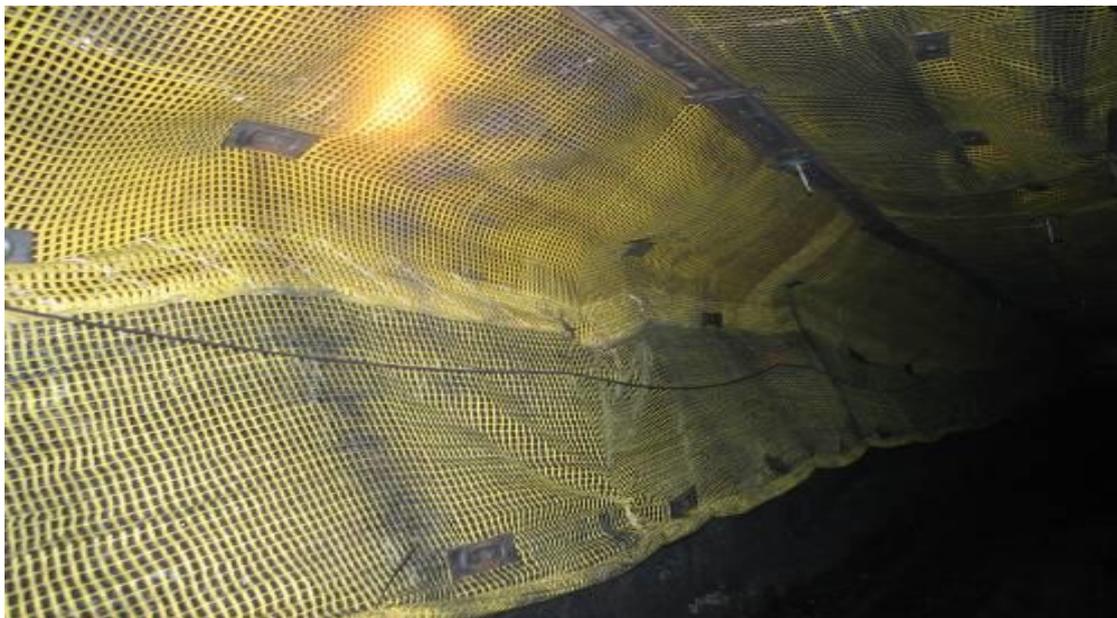


Рисунок 4.2.8. Анкерование кровли (борта) очистного забоя по циклам

После достижения анкером дна шпура дополнительно продолжают его вращение в течение 10 – 15 секунд (при повышенной обводненности размешивание необходимо увеличить до 45 – 50 с), далее ожидают 30 – 40 с, необходимые для затвердевания смолы.

Длина резьбы, вышедшая из гайки, должна быть в пределах от 25 до 100 мм.

4.2.9. Монтаж монорельсовой дороги

Монтаж дороги производится в строгом соответствии с руководством по эксплуатации дороги специально подготовленными рабочими.

В демонтажной камере, где монтируется подвесная монорельсовая дорога, устанавливаются номерные пикеты через 10 м, пробивается ось монорельсовой трассы.

Путь монорельсовой дороги монтируется из отдельных секций. Для прямолинейных участков используются прямолинейные секции монорельса. На искривленных участках монорельсовый путь должен монтироваться из предварительно изогнутых в горизонтальной или вертикальной плоскости секций с радиусом изгиба 4 м и 8 м соответственно. Прямые секции соединяются с изогнутыми переходными секциями или секциями «домера» с замками. Соединение секций шарнирное или фланцевое. Элементы сцепок и

устройства для подвески монорельсового пути должны быть заводского изготовления и соответствовать типу крепи выработки.

Для предотвращения смещения пути в горизонтальной и вертикальной плоскостях применяются цепные подвески с растяжками (не более чем через 10 секций).

При подвеске монорельсового пути на участках выработок с углом наклона 10° и более принимаются меры против смещения пути вниз и увеличения стыковых зазоров с помощью крепежного устройства с резьбовыми вертлюгами. Двойные подвески с растяжками устанавливаются через 10 м, т.е. на каждой 5 секции. В прицепных устройствах используются цепи 18×64 (20×80) и крепятся к кровле выработки анкерами А20В длиной не менее 2,75 м. При необходимости, по месту, применяются балки с фланцевыми соединениями.

Запрещается подвеска прицепных устройств за основные анкера крепления выработки.

На градусных балках (в местах поворота монорельсовой дороги) применяются двойные цепные подвески с растяжками или одинарные цепные подвески (через 1 секцию).

В конце пути монтируется концевой упор для предотвращения случайного падения транспортных средств с пути.

Секции монорельсового пути в демонтажной камере закреплены к бесконечному подхватывающему из СВП – 22 при помощи спец. хомутов крепления монорельсового пути.

Крепление бесконечного подхвата из СВП – 22 к кровле выработки производится при помощи дополнительных анкеров А20В $L=3,75$ м (либо АК-01-121 $L=3,75$ м) и цепи калибром не менее 18×64 (допускаются к использованию круглозвенные цепи 20×80). Запрещается подвеска монорельсового пути за основные анкера крепления выработок. Затем к подхватам крепится подвес пути арочный при помощи скобы соединительной с

планкой. Балки подвесной монорельсовой дороги крепятся к смонтированным подвесам пути при помощи сцепного устройства.

Работы по монтажу монорельсовой дороги ведутся с рабочего полка согласно «Типового паспорта по безопасному ведению работ с использованием рабочих полков».

Порядок работ:

1. Работы по подвеске монорельсовой балки выполняет звено не менее чем из 3 – х горномонтажника.

- устанавливается рабочий полк, состоящий из двух раздвижных стремянок, позволяющих производить их регулировку по высоте. На них укладывается плаха толщиной не менее 50 мм или трапы;

- два горномонтажника со средствами бурения шпуров (буровая установка типа Rambor (СБР-1)) находятся на полке, бурение шпуров под анкера ведется одновременно в двух точках, третий горномонтажник снизу подает необходимое оборудование и материалы;

- отметки под шпуры проверяются по маркшейдерскому направлению;

- к отметкам под шпуры устанавливается буровая штанга, средства бурения и производится бурение шпуров под анкера на расчетную глубину;

- в шпур заводятся по одной ампуле $L=1000$ мм и $L=700$ мм, после чего стержнем анкера ампулы досылаются в донную часть скважины вручную;

- средством бурения через специальный переходник анкеру передается вращательное движение, что приводит к разрушению ампул, заполнению пространства скважины перемешанным составом клея и дается время для схватывания химического состава до 30 сек., в зависимости от типа ампул;

- после установки двух анкеров производится навеска цепей калибром 18×64 (20×80) и на эти цепи производится монтаж подхвата из СВП-22.

- к подхватам из СВП-22 крепится подвес пути арочный при помощи скобы соединительной с планкой.

- подвешивание элементов дороги к подвесу осуществляется через цепь калибром 18×64(20×80) и посредством специального комплектного устройства СУК – 1.

Перед стыковкой секций, секции поднимаются к кровле вручную и подвешиваются на временные цепные подвесы, выравниваются по оси и высоте. После чего один конец балки стыкуется с ранее установленной балкой и подвешивается на постоянный подвес. В месте стыковки подхваты крепятся при помощи скобы соединительной или стяжки арочного крепления. Последующая подвеска балок производится в аналогичной последовательности.

В местах ответвлений пути монтируются стрелки. Крепление стрелки производится аналогично креплению пути с цепями 20×80 к кровле выработки и 18×64 к бортам для предотвращения поперечных смещений. Выравнивание стрелки в горизонтальное положение проводится натяжными винтами. С секциями пути стрелка соединяется через переходную горизонтальную секцию. Транспортировка материалов и оборудования с поверхности до места производства работ осуществляется по монорельсовой дороге.

4.2.10. Меры безопасности

Прохождение комплексом зон повышенного горного давления при формировании демонтажной камеры номер участка

- горные работы в опасных зонах ведутся по специальным мероприятиям, утвержденным главным инженером.
- при формировании демонтажной камеры встречается зона ПГД от пласта. Возможно усиление горного давления, куполение кровли, отжимы от груди забоя.
- при прохождении комплексом зон повышенного горного давления, производится следующее:

- при подходе механизированного комплекса к границе опасной зоны и выходе из нее, на конвейерном и путевом штреках лавы вывешиваются предупреждающие аншлаги: ЗПГД (зона повышенного горного давления) со стрелкой, указывающей, в какой стороне расположена зона;

- при работе очистного комплекса в ЗПГД, ИТР участка перед выдачей наряда на смену должны конкретно указывать участок, с какой, по какую секции крепи находятся в зоне ПГД. Рабочие, находящиеся в опасной зоне, должны уделять особое внимание на состояние пород кровли и груди забоя на данных участках;

- ИТР участка и горным мастерам на смене поручается проведение постоянного визуального контроля состояния пород кровли.

- перед подходом комплекса к опасной зоне необходимо произвести дополнительную наладку гидросистемы комплекса;

- при проникновении обрушенных пород в пространство секций крепи, необходимо своевременно производить уборку и зачистку узлов крепи и гидравлики;

- присутствие горнорабочих на сопряжении путевого или конвейерного штреков с лавой для выполнения необходимых работ по их креплению должно быть сокращено до минимума, нахождение людей ближе 10м от сопряжений без необходимости запрещается.

Общие меры безопасности

1. Работы по формированию демонтажной камеры выполняются под руководством лица надзора (не ниже помощника начальника участка).

2. Бурение шпуров и крепление призабойного пространства производится при заблокированных пускателях комбайна и конвейера.

3. Перед анкерованием кровли производится оборка забоя от нависших кусков угля и породы пикой из-под закрепленного пространства.

4. Работы по бурению шпуров при помощи анкероустановщиков производятся с предохранительного полка. При ведении работ с полка на высоте от почвы более 1,8 м трудящиеся должны использовать страховочную

привязь и быть надежно пристегнутыми ей к элементам секции механизированной крепи или к элементам постоянной анкерной крепи.

5. Отставание крепления призабойного пространства от комбайна допускается не более 10 секций.

6. Запрещается работа при неисправных средствах сигнализации и громкоговорящей связи.

7. Рабочие должны находиться под защитой секции крепи или анкерной крепи демонтажной камеры.

8. Запрещается заходить рабочим на участок незакрепленной кровли над комбайновой дорожкой.

9. Движение по лаве всех работающих, в том числе машиниста и помощника машиниста комбайна разрешается по ходовому отделению за стойками секций крепи.

10. С целью визуализации процессов сдвижения пород кровли, предусмотрены реперные станции типа РГ/3, установленные по демонтажной камере на 12 стружке на расстоянии 35 – 40 м друг от друга, а также на сопряжениях демонтажной камеры с путевым штреком и конвейерным штреком.

11. В случае угрожающего положения и при невозможности его немедленного устранения все работы прекращаются, рабочие выходят в безопасное место, о чем ставится в известность надзор участка и горный диспетчер.

12. Все рабочие, занятые производством работ по формированию демонтажной камеры, должны быть ознакомлены с данным паспортом под роспись и пройти инструктаж по безопасным методам работ. Работы по монтажу монорельсовой балки необходимо выполнять в соответствии с требованиями «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах».

13. Рабочие при монтаже МПД должны соблюдать следующие меры безопасности:

Все работы должны вестись в присутствии лица технического надзора.

До начала смены и в процессе работы лично следить за безопасным состоянием рабочего места. При замеченной опасности принять меры к ее немедленному устранению, а если невозможно ее устранить, то незамедлительно поставить в известность технический надзор.

14. При обнаружении явлений, которые могут вызвать аварию или несчастный случай или указывают на ненормальное состояние рабочего места (появления дыма, запаха гари, усиление осадки кровли), немедленно прекратить работу, предупредить товарищей, удалиться в безопасное место и сообщить об опасности техническому надзору.

Материалы доставлять при соблюдении требований, предусмотренных инструкцией по безопасным методам работ.

Выработка в месте ведения работ должна быть свободной от материалов, движение людей по ней должно быть запрещено во время работ, связанных с монтажом балки.

Работы по монтажу монорельсовой балки должны вестись по согласованным командам старшего на смене в присутствии лица технического надзора участка. Монтаж монорельсовой балки производится по паспорту, с которыми должны быть ознакомлены под роспись рабочие и надзор участка. Перед началом работ необходимо проверить состояние крепи выработки в месте производства работ.

4.3 Оценка эффективности применения рекомендуемых технологических решений

При сравнении сроков подготовки и затрат на заблаговременное проведение демонтажной камеры с использованием проходческого комбайна с последующим ее формированием секциями крепи (таблица 4.1) и обустройством для выполнения работ по демонтажу комплекса и формированием и креплением демонтажной камеры при выемке угля и последующим обустройством (таблица 4.2), второй вариант имеет существенное преимущество.

Таблица 2

Исполнительный график подготовки демонтажной камеры 1325																											
№ п/п	Наименование работ	ед. изм.	Объем	Трудоем. ч/см	Исполнитель	Дни																					
						1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
1	Основные работы																										
1.1	Выемка угля с формированием и креплением демонтажной камеры	цикл	17	544	Участок №3	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1				
						32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32				
1.2	Крепление борта демонтажной камеры	п.м.	300	72	Участок №3																100	100	100				
																					24	24	24				
1.3	Монтаж монорельсовой дороги	п.м.	300	72	Спецналадка																30	30	30				
																					12	12	12				
1.2	Доставка материалов	комп.	352	176	Участок №3	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16				
						8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8				
	Итого трудоёмкость основных работ	ч/смен		864		40																					
	ВСЕГО ТРУДОЕМКОСТЬ	ч/смен		864		40																					
	Стоимость одной человеко-смены, руб		3 182																								
	Затраты на оплату труда, руб		2 749 248																								
	Социальные отчисления, руб		2 199 398																								
	Итого трудозатраты, руб		4 948 646																								

Сравнение подготовки демонтажных камер 1390 и 1325 показывает, что общая продолжительность работ по формированию ДК сокращается в пределах 50%, при этом трудоемкость выполнения работ сократилась более чем на 40%. Сравнение потребности в материалах так же не в пользу варианта подготовки с заблаговременной подготовкой демонтажной камеры, таблицы 4.3 и 4.4.

Таблица 4.3

Расчет потребности в материалах для дем. камеры №1390				
Наименование материалов	Ед. измерения	Количество	Цена, руб.	Стоимость, руб.
Основное крепление				
Подхват из СВП-17 L=6м	п. м.	3500	850	2 975 000
швеллер №8 L=4м	шт	350	2000	700 000
Канатные анкера АК-01 L=5 м	шт	400	920	368 000
Хим. ампула длиной 1000 мм	шт	4284	78,9	338 008
Анкера А-20В L=2, 2 м	шт	3884	215	835 060
ПШЛ-10 L=5, 1 м	шт	640	930	595 200
Решетчатая затяжка 0,95x4,0 м	шт	960	881	845 760
ИТОГО				6 657 028
Дополнительное крепление				
Полимерная смола	кг	5000	276	1 380 000
Анкерные системы ВАУ4	шт	100	1752	175 200
Хим. ампула длиной 1000 мм	шт	100	78,9	7 890
Подхват из СВП-17 L=6 м	п. м.	330	850	280 500
ИТОГО				1 843 590
ВСЕГО				8 500 618

Таблица 4.4

Расчет потребности в материалах для дем. камеры №1325				
Наименование материалов	Ед. измерения	Количество	Цена, руб.	Стоимость, руб.
Подхват из СВП-17 L=6 м	п. м.	3360	850	2 856 000
Подхват из СВП-17 L=3 м	п. м.	513	850	436 050
Канатные анкера АК-01 L=5,0 м	шт	400	920	368 000
Анкера А20В L=3,0 м	шт	1434	276	395 784
Анкера А20В L=2,2 м	шт	2450	215	526 750
Хим. ампула длиной 1000 мм	шт	4684	78,9	369 568
ПШЛ-10 L=5,1 м	шт	640	930	595 200
Решетчатая затяжка 0,95x4,0 м	шт	660	881	581 460
ИТОГО				6 128 812

При заблаговременном проведении демонтажной камеры проходческим комбайном необходимо проведение дополнительного объема работ связанных с обеспечением безопасных условий труда [61], что занимает до 10% общего времени и объема трудозатрат. Таким образом, применение способа формирования демонтажной камеры в процессе добычи угля обеспечивает снижение сроков подготовки и стоимости работ, повышает безопасность работ по демонтажу механизированного комплекса.

Кроме этого приходится задействовать проходческую бригаду, что сказывается на темпах подготовки новых выемочных участков. Помимо этого, несмотря на значительный объем дополнительных работ, сроки демонтажа КМЗ оказались в 2 раза больше чем при формировании демонтажной камеры очистным комбайном. Это подтверждено еще рядом примеров использования двух рассматриваемых технологий (рисунок 4.1.).

Таким образом, применение способа формирования демонтажной камеры в процессе добычи угля обеспечивает снижение сроков подготовки и стоимости работ, повышает безопасность работ по демонтажу механизированного комплекса.

Экономический эффект [65] от внедрения разработанных технологических решений для АО «СУЭК – Кузбасс» в период с 2010 по 2016 год составил в расчете на один участок 16 млн. руб. на формирование демонтажной камеры и 10 млн. руб. на каждые сутки сокращения времени демонтажных работ.



Рисунок 4.1 Эффективность разработанных технологических решений

4.4 Выводы по главе 4

1. Определены основные этапы реализации технологических решений подготовки демонтажной камеры механизированным комплексом;
2. Выполнена оценка влияния распределения опорного давления при различных горно – геологических условиях отработки пологих мощных угольных пластов на параметры технологии подготовки демонтажных камер;
3. Определены параметры технологической схемы подготовки демонтажных камер на мощных пологих пластах;
4. Разработаны мероприятия по обеспечению безопасности труда горнорабочих при подготовке демонтажных камер;
5. Выполнена оценка эффективности применения рекомендуемых технологических решений.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно – квалификационной работой, в которой решена научная задача обоснования технологических решений по формированию и креплению ДК при отработке мощных пологих угольных пластов, учитывающих выявленные, на основе результатов натуральных инструментальных измерений и численного моделирования, особенности пространственного распределения напряженно – деформируемого состояния массива горных пород при подходе лавы к границе отработки выемочного столба, что имеет существенное значение для подземной разработки угольных месторождений.

Основные выводы и рекомендации, полученные при выполнении исследований, заключаются в следующем:

1) Инструментальными наблюдениями установлено увеличение объемов работ по поддержанию бортов и кровли заранее пройденных монтажных камер из – за снижения их несущей способности, обусловленное негативным влиянием изменения пространственного распределения напряженно – деформированного состояния углепородного массива на завершающих этапах отработки выемочных участков на мощных пологих угольных пластах.

2) Билинейная модель деформирования твердого тела, учитывающая долговременную ползучесть угля и вмещающих пород, позволяет определять размеры зон возможного разрушения пород бортов и кровли монтажной камеры для обоснования параметров и порядка выполнения технологических операций по её креплению.

3) Разработаны оптимальные технологические решения для подготовки монтажных камер на мощных угольных пластах, заключающиеся в их формировании очистным комбайном с заданной периодичностью выполнения работ по креплению кровли и бортов камеры, позволяющие снизить наведенные деформации, вызванные изменением пространственного распределения напряженно–деформированного состояния углепородного массива.

4) Обоснованы технологические требования, определяемые с учетом выявленных особенностей пространственного распределения напряженно – деформированного состояния углепородного массива, к параметрам анкеров (частота и длина) и характеристики специальной капроновой сетки (частота и толщина нитей), обеспечивающих надежное крепление на весь срок функционирования ДК.

5) Применение разработанных технологических решений по подготовке демонтажных камер на мощных пологих угольных пластах позволили сократить время демонтажных работ в два раза (с 60 – 70 суток до 25 – 35 суток).

6) Экономический эффект от внедрения разработанной технологии на шахтах АО «СУЭК – Кузбасс» в период с 2010 по 2018 год составил в расчете на один участок 16 млн. руб. на подготовку демонтажной камеры и 10 млн. руб. на каждые сутки сокращения времени демонтажных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Авершин Г.С. Сдвигение горных пород при подземных разработках. – М: Углетехиздат, 1947. – 245 с.
2. Арсенов П.С., Бахтин Н.В., Рыжов А.М. и др. Технологические схемы разработки; пологих и наклонных пластов Кузнецкого бассейна. – Прокопьевск: КузНИУИ, 1988. – 41 с.
3. Артемьев В.Б. АО «СУЭК». Подземные горные работы, динамика развития // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2018. – № S48. – С. 13 – 22.
4. Артемьев В.Б., Логинов А.К., Ютяев Е.П., Лупий М.Г., Ясюченя С.В. Демура В.Н. Альтернативные технологии формирования демонтажных камер в условиях ОАО «СУЭК-Кузбасс». – Уголь. – 2010. – № 6. – С. 20 – 23.
5. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. – М: Недра, 1975. – 272 с.
6. Борисов, А. А. Расчет горного давления в лавах пологих пластов. – М : Недра, 1964. – 280.
7. Братченко Б.Ф. Комплексная механизация и автоматизация очистных работ в угольных шахтах. – М.: Недра, 1977. – 415 с.
8. Бурчаков А.С., Гринько А.К., Дорохов Д.Ф. Технология подземной разработки пластовых месторождений. – М.: Недра, 1993. – 431 с.
9. Викторов С.Д., Иофис М.А., Гончаров С.А. Сдвигение и разрушение горных пород. – М.: Наука, 2005. – 277 с.
10. Витте В. Механика скальных пород. – М.: Недра, 1990. – 4 39 с.
11. Власов А.Н., Волков – Богородский Д.Б. и др. Конечно – элементное моделирование задач геомеханики и геофизики // Вестник МГСУ. – 2012. – №2. С. 52 – 65.

Геология СССР. Том XIV. Западная Сибирь (Кемеровская, Новосибирская, Омская. Томская области, Алтайский край). Полезные ископаемые / под ред. Е. А. Козловского. В 2-х книгах. Книга 1 – М.: «Недра», 1982.–319 с.

12. Геология СССР т. 14: Западная Сибирь (Алтайский край, Кемерово, Новосибирская, Омская, Томская области). Ч. 1 Геологическое описание / под ред. В. Д. Фомичева, И. Н. Звонарева. – М.: Недра. – 1967. – 664 с.
13. Городилов Н.Н., Рыжов А.М., Волков И.И.. Демонтаж комплексов фирмы JOY на ЗАО «Распадская» // Горная промышленность. – 2002. – № 3. – С. 29 – 31.
14. Городилов Н.Н. Механизация при формировании широких камер и демонтаж из них секций механизированной крепи // Горное оборудование и электромеханика. – 2007. – № 3. – С. 9 – 10.
15. Демин В.Ф., Алиев С.Б., Кушеков К.К., Каратаев А.Д., Хуанган Н. Физическое моделирование процессов деформирования приконтурного массива горных пород вокруг выемочных выработок // Уголь. – 2012. – № 3. – С. 75 – 78.
16. Демин В.Ф., Мельник В.В., Мусин Р.А., Демина Т.В., Стефлюк Ю.Ю. Геомеханические исследования углепородного массива горных пород вокруг выработок // Уголь. – 2014. – № 7. – С. 83 – 85.
17. Демура В.Н., Артемьев В.Б., Ясюченя С.В. и др. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» // Библиотека горного инженера. Т. 3. Кн. 12. – М.: Горное дело, 2014. – 255 с.
18. Динник А.Н., Моргаевский А.Б., Савин Г.Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок. Труды совещания по горному давлению. – Л. – М.: Академия СССР. Отделение технических наук. – 1938. – С. 7 – 55.
19. Ивлев Д.Д., Максимова Л.А., Непершин Р.И., Радаев Ю.Н., Сенашов С.И., Шемякин Е.И. Предельное состояние деформируемых тел и горных пород. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2008. – 832 с.
20. Инструкция по монтажу и демонтажу очистных механизированных комплексов. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1981.
21. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. – СПб.: ВНИМИ. – 2000. – 70 с.
22. Иофис М.А., Одинцев В.Н., Блохин Д.И., Шейнин В.И.

Экспериментальное выявление пространственной периодичности наведенных деформаций массива горных пород // Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2007. – № 2. – С. 21 – 27.

23. Ержанов Ж.С., Каримбаев Т.Д. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород. – Алма – Ата: Наука, 1975. – 239 с.

24. Ермакова И.Д. и др. Геологический отчет с пересчетом запасов каменного угля по пластам Байкаимский и Меренковский в границах лицензионного участка «Поле шахты имени 7 Ноября» (Лицензия КЕМ 01360 ТЭ ОАО «СУЭК – Кузбасс»). – Кемерово: ООО «Геомайн», 2016. – 128 с.

25. Жданкин А.А., Жданкин Н.А. Пространственное напряженно-деформированное состояние массива в районе сопряжений выемочных штреков с лавой // Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых.- 1985.- №4.

26. Захаров В.Н., Кубрин С.С., Фейт Г.Н., Блохин Д.И. Определение напряженно-деформированного состояния горных пород при разработке угольных пластов, опасных по гео- и газодинамическим явлениям // Уголь. – 2012. - № 10. – С. 34 – 36.

27. Захаров В. Н., Забурдяев В.С., Артемьев В.Б. и др. Угленородные массивы: прогноз устойчивости, риски, безопасность Т.3: Подземные горные работы. Кн. 9. – М.: Горное дело, 2013. – 280 с.

28. Захаров В.Н., Малинникова О.Н., Филиппов Ю.А. Использование информационных технологий для моделирования геотехнологических процессов в горном массиве // Пути повышения эффективного и безопасного освоения пластовых месторождений полезных ископаемых подземным способом. Сборник научных трудов. Сер. "Библиотека горного инженера". – М.: Горное дело, 2014. – С. 76 – 82.

29. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. – М.: Мир, 1975. – 541 с.

30. Золочевский А.А., Беккер А.А. Введение в ABAQUS. Методическое пособие. – Харьков. 2011. – 49 с.

31. Зерцалов М.Г. Механика грунтов (Введение в механику скальных грунтов). – М.: АСВ, 2006. – 364 с.
32. Зубов В.П. Особенности управления горным давлением в лавах на больших глубинах разработки. – Изд – во Ленинградского Университета, 1990. – 224 с.
33. Зубов В.П., Карпов Г.Н., Полосухин С.В. Повышение эффективности применения очистных механизированных комплексов в условиях высокой концентрации горных работ // Горный журнал. – 2014. – № 4. – С. 65 – 69.
34. Казанин О.И., Ютяев Е.П. Технологии подземной разработки пластов: современные вызовы и перспективы // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2018. – № S 48. – С. 41 – 51.
35. Карпов Г.Н. Особенности демонтажа лав, оборудованных современными высокопроизводительными комплексами, при отработке пологих мощных пластов // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2012. – № 4. – С. 390 – 393.
36. Карпов Г.Н. Технологии демонтажа очистных механизированных комплексов при разработке пологих мощных угольных пластов с неустойчивыми породами кровли // Записки Горного института. – Т. 195. – 2012. – С. 103 – 108.
37. Карпов Г.Н., Ковальский Е.Р. Численное моделирование перераспределения нагрузок на краевую часть пласта при переходе опережающих выработок очистным забоем // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2015. – № S7. – С. 555 – 560.
38. Клишин В.И., Леконцев Ю.М., Сажин П.В., Клишин С.В., Никольский А.М. Управление горным давлением при подходе очистного забоя к демонтажной камере // Материалы конференции с участием иностранных ученых «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды». – Новосибирск: ИГД СО РАН. – 2008. – С. 123 – 127.
39. Клишин В.И. Инновационные технологии и способы обеспечения повышения производительности и безопасности подземной угледобычи //

Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2018. – № S48. – С. 52 – 63.

40. Козовой Г.И., Рыжов А.М., Волков И.И. Интенсивные технологии монтажа – демонтажа высокопроизводительного очистного оборудования. – М.: Изд – во ООО «Международная академия связи», 2005. – 164 с.

41. Кузнецов Г.Н. Определение полной несущей способности кровли подземных выработок. – Ленинград: ВНИМИ, 1950. – С. 231 – 259.

42. Кузнецов Г.Н., Будько М.Н., Васильев Ю.И. и др. Моделирование проявлений горного давления. – Л.: Недра, 1968. – 279 с.

43. Кузнецов С.В., Трофимов В.А. Деформирование массива горных пород при выемке пологопадающей пластообразной залежи твердых полезных ископаемых // Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2007. – № 4. – С. 3 – 24.

44. Кузнецов С.В., Трофимов В.А. Формирование зон растяжения и расслоения в кровле протяженной очистной выработки // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 5. – С. 24 – 34.

45. Кузнецов С.Т. Исследование закономерностей разрушения и взаимодействия пород с крепями очистных выработок на пологих угольных пластах: Сб. трудов ВНИМИ №76. – Л.: ВНИМИ, 1970.

46. Лупий М.Г., Баклушин Ю.П., Ануфриев В.Е. Геомеханическое состояние приконтурного массива демонтажной камеры. – Кемерово: ИУУ СО РАН. – 2006. – 80 с.

47. Лупий М.Г., Ануфриев В.Е., Крамин Д.Н. Геотехнология демонтажа механизированного комплекса // Научно-технические проблемы разработки и использования минеральных ресурсов. Сборник научных статей. Под общей редакцией В.Н. Фрянова. – 2007. – С. 253-261.

48. Методическое руководство по укреплению углепородных массивов химическим анкерованием. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1987.

49. Мешков А.А. Решение актуальных задач при подготовке очистного фронта // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2018. – № S48.

– С. 71 – 78.

50. Мирный А.Ю., Тер – Мартиросян А.З. Область применения современных механических моделей грунтов // Геотехника. – 2017. – № 1. – С. 20 – 26.

51. Никишичев Б.Г. Технология монтажа и демонтажа механизированных комплексов нового технического уровня. Обзор. – М.: ЦНИЭИуголь, 1990. – 29 с.

52. Никольский А.М., Неверов А.А., Неверов С.А., Шинкевич М.В. Оценка напряженного состояния массива пород при подходе лавы к демонтажной камере // Вестник КузГТУ. – 2008. – № 5. – С. 23 – 27.

53. Никольский А.М. Геомеханическая оценка напряженного состояния убывающего целика при подходе очистного забоя к демонтажной камере // Уголь. – 2009. – № 6. – С. 49 – 52.

54. Оден Дж. Конечные элементы в нелинейной механике сплошных сред. Под ред. Э.И. Григолюка. – М.: Мир, 1976. – 464 с.

55. Опарин В. Н., Аннин Б. Д., Чугуй Ю. В. и др. Методы и измерительные приборы для моделирования и натурных исследований нелинейных деформационно-волновых процессов в блочных массивах горных пород. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. — 330 с.

56. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве. – Новокузнецк: Сибир. гос. индустр. ун-т, 2005. – 238 с.

57. Панов А.Д., Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. Горное давление в очистных и подготовительных выработках. – М.: Госгортехиздат, 1959, – 326 с.

58. Патент на изобретение РФ 2007109995/03 19.03.2007. Способ демонтажа механизированных комплексов очистных забоев // Патент России № 2384708. 2010 / Ануфриев В.Е., Лупий М.Г., Крамин Д.Н.

59. Петухов И.М., Линьков А.М. Механика горных ударов и выбросов. –М., Недра, – 1983. – 280 с.

60. Правила безопасности в угольных шахтах. ПБ 05-618-03. – 2003.

61. Программа лицензирования угольных месторождений на период до 2020 года. Утверждена приказом Минприроды России от 06.12.2016 № 639. – М.,

2016. – 64 с.

62. Протодяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление. – М., 1931. – 186 с.

63. Ратохин Ю.В. Опыт перемонтажа мощного комплекса КМ-142 на шахте им. 7 ноября // Горные машины и автоматика. – 2002. – № 8. – С. 25 – 28.

64. Резниченко С.С., Подольский М.П., Ашихмин А.А. Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством: Учеб. для вузов. – М.: Недра, – 1991. – 429 с.

65. Ремезов А. В., Костинец И. К., Харитонов В. Г., Рябков Н. В., Жаров А. И., Климов В. В., Харитонов И. Л., Новоселов С. В. Горное давление. Его проявления при ведении горных работ в массиве горных пород. – Кемерово, 2013. – 681 с.

66. Риб С.В., Басов В.В. Физическое моделирование геомеханических процессов в окрестности горной выработки // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 4. – С. 45 – 50.

67. Розенбаум М.А., Першин В.В., Кузьмин С.В., Антонюк С.А. Исследования проявления горного давления и удароопасности в выработках, закрепленных анкерной крепью, на пластах, склонных к горным ударам, в условиях шахт Кузнецкого угольного бассейна // Уголь. – 2015. – № 2. – С. 27 - 30.

68. Руководство пользователя Plaxis 2D 2015: Пер. с англ. – СПб.: НИП-Информатика, 2015. – 424 с.

69. Руководство пользователя Plaxis 3D AE 2015: Пер. с англ. – СПб.: НИП-Информатика, 2015. – 430 с.

70. Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. Введение в механику горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1960, – 356 с.

71. Сас И.Е., Бершов А.В. Об особенностях модели поведения скального грунта Хоека – Брауна и задание ее исходных параметров // Инженерные изыскания. – 2015. – № 13. – С. 42 – 47.

72. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / под ред. Н.В.

- Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протождьяконова. – М.: Недра, 1975. – 279 с.
73. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Механика деформирования и разрушения горных пород. – М.: Недра, 1992. – 224 с.
74. Степанов Ю.А. Адаптация и развитие метода конечных элементов для расчета параметров напряженно-деформированного состояния углепородного массива // Вестник КузГТУ. – 2011. – № 4. – С. 31 – 34.
75. Трофимов В.А., Кубрин С.С., Филиппов Ю.А., Харитонов И.Л. Общие закономерности деформирования угольного пласта вблизи демонтажной камеры при приближении забоя лавы // Горный информационно – аналитический бюллетень – 2018. – № S 48. – С. 222 – 233.
76. Трофимов В.А., Филиппов Ю.А. Некоторые закономерности, определяющие расслоение и посадку пород кровли выработки при отработке угольных пластов // Безопасность труда в промышленности. – 2017. – № 4. – С. 46 – 53.
77. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.
78. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Недра, 1987. – 221 с.
79. Федорова Н.Н., Вальгер С.А., Данилов М.Н., Захарова Ю.В. Основы работы в ANSYS 17. – М.: ДМК Пресс. – 2017. – 226 с.
80. Филимонов К.А. Исследование влияния скорости подвигания очистного забоя на разрушение кровли // Вестник КузГТУ. – 2003. – № 6. С. 10 – 12.
81. Халимендик Ю.М., Бегичев С.В., Халимендик В.Ю. Новый способ ремонта добычного оборудования // Уголь Украины. - 2005. – № 6. – С. 11 – 12.
82. Ханс Я. Состояние техники и будущее развитие монтажа и демонтажа оборудования в лавах // Глюкауф. – 1983. – № 7. С. .
83. Харитонов И. Л. Опыт подготовки очистных забоев к демонтажу в условиях шахты «Им. 7 Ноября» // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2013. – № S 2. – С. 127 – 136.

84. Харитонов И.Л. Проявление горного давления при подготовке демонтажных камер различными способами // Уголь. – 2016. – № 12. – С. 37 – 39.
85. Харитонов И.Л., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Блохин Д.И. Оценка эффективности технологий формирования демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов // Горный информационно – аналитический бюллетень – 2018. – № S 48. – С. 252 – 258.
86. Холопов Ю.П., Негруцкий Б.Ф., Морозов В.И. и др. Монтаж, наладка и демонтаж очистных механизированных комплексов. – М.: «Недра», 1985. – 232 с.
87. Христианович С.А., Баренблат Г.И. Об обрушении кровли при горных выработках. – М.: Изд – во АН СССР, 1955. – С. 73 – 86.
88. Чекавский В.И. Повышение эффективности монтажа, демонтажа и ремонтного оборудования очистных механизированных комплексов // Уголь. – 1980. – № 4. – С. 60 – 63.
89. Черданцев Н.В., Ануфриев В.Е., Преслер Т.В. Оценка влияния горнотехнических параметров на размер зависания основной кровли вблизи демонтажной камеры // Вестник КузГТУ. – 2010. – № 6. – С. 45 – 50.
90. Шаламанов В. А. Экспериментально-теоретические основы совершенствования методов прогнозирования прочностных свойств горных пород Кузбасса: Дис. д – ра техн. наук. – Кемерово: КузГТУ. 1996, – 306 с.
91. Шмаук М. Установка и демонтаж забойного оборудования при разработке мощных угольных пластов // Глюкауф, 1978. – № 10. – С. 14 – 20.
92. Штумпф Г.Г. и др. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: Справочник.– М.: Недра, 1994. – 447 с.
93. Ютяев Е.П. Влияние геомеханических процессов в массиве на выбор параметров технологических схем отработки пологих пластов Ленинск-Кузнецкого месторождения // Записки Горного института. – 2 010. – Т. 185. – С. 50 – 55.
94. Drucker D.C., Prager W. Soil mechanics and plastic analysis or limit design //

Quarterly of Applied Mathematics. – 1952. – Vol. 10. – №2. – pp. 157–165.

95. Itasca Consulting Group Inc, 2011a, FLAC Version 7.0 Online Manual – Theory& Background, 5th edn, USA.

96. Itasca Consulting Group Inc, 2011b, FLAC/Slope 7.0 User’s Guide, 5th edn, USA.

97. Fisor S. Longwall Operators Scale Back Production // Coal Age. – 2016. – pp. 18 – 22.

98. Oyler D. and all. International Experience with Longwall Mining into Pre-driven Rooms / Proceedings 17th International Conference on Ground in Mining. - Morgantown: – 1998, pp. 44 – 53.

99. Tadolini S. C. Ground Control Support Considerations for Pre-Driven Longwall Recovery Rooms: Ph. D. Dissertation submitted to College of Engineering and Minerals Resources. – Morgantown: West Virginia University, 2003. – 163 p.

101. Trubetskoi K.N., Iofis M.A., Kuznetsov S.V., Trofimov V.A. Basic regularities governing the subsidence of undermined rock strata and deflection of hanging roof at shallow and great depths // Journal of Mining Science. – 1999. – Vol. 35. – №3. – pp. 209 – 215.

ПРИЛОЖЕНИЕ



СУЭК

АКЦИОНЕРНОЕ
ОБЩЕСТВО
«СУЭК-КУЗБАСС»

РОССИЯ, 652507, КЕМЕРОВСКАЯ ОБЛ.,
г. ЛЕНИНСК-КУЗНЕЦКИЙ
УЛ. ВАСИЛЬЕВА, 1
ТЕЛ: (38456) 9-33-11
ФАКС: (38456) 3-32-19, 3-15-18
E-MAIL: suek-kuzbass@suek.ru

Справка о внедрении

Результаты диссертационного исследования Харитонов И.Л. на тему: «РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫСОКОИНТЕНСИВНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ ПРИ ДОРАБОТКЕ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА И ПОДГОТОВКИ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ» для условий шахт АО «СУЭК-Кузбасс» обладают актуальностью и были использованы при разработке типовых паспортов и рекомендаций по применению демонтажных камер, формируемых очистным комбайном, в технологическом цикле по добыче угля.

Зам. Генерального директора –
Технический директор

А.А. Мешков

Исп. Малых И.Б.
Тел. 8(38456)93-250